

Universidad Nacional de Ingeniería

Facultad de Ingeniería Química y Textil



TESIS

**Optimización de la recuperación de oro mediante el
proceso de cianuración directa para minerales oxidados**

Para obtener el Título de Ingeniero Químico

Elaborado por

Efrain Gilbert Huerta Ramos

 [0009-0000-5175-5268](https://orcid.org/0009-0000-5175-5268)

Asesor

Ph. D. Ing. Warren Reátegui Romero

 [0000-0002-2388-02](https://orcid.org/0000-0002-2388-02)

Rímac – Perú

2024

Citar/How to cite	Huerta Ramos [1]
Referencia/Reference	[1] E. Huerta Ramos, “ <i>Optimización de la recuperación de oro mediante el proceso de cianuración directa para minerales oxidados</i> ” [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2024.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Huerta, 2024)
Referencia/Reference	Huerta, E. (2024). <i>Optimización de la recuperación de oro mediante el proceso de cianuración directa para minerales oxidados</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A mis padres, mi eterna inspiración,
por su apoyo incondicional a lo largo
de mi formación profesional.*

*A mi familia, por motivarme a
siempre estar a la vanguardia.*

Agradecimientos

A mi asesor, Ph. D. Warren Reategui Romero, quien me brindó su apoyo y tiempo, y me guió durante el desarrollo de esta tesis.

A la Universidad Nacional de Ingeniería, por brindarme las herramientas necesarias para ser un profesional integro.

A la empresa Minera Aurífera Retamas, en especial al área de Investigaciones Metalúrgicas, por permitirme realizar la presente investigación en sus instalaciones.

Resumen

Existen diversos procedimientos para la extracción del oro, como la flotación y cianuración, entre otros. La correcta caracterización del mineral es fundamental para optimizar el tratamiento y lograr altos porcentajes de recuperación. En Minera Aurífera Retamas, se procesa diariamente mineral aurífero sulfurado mediante flotación y cianuración del concentrado. Este proceso también se utiliza para pequeñas cantidades de mineral aurífero oxidado, lo cual no es ideal, pero debido a las cantidades pequeñas respecto al gran total de mineral sulfurado procesado, la influencia del relave de flotación del mineral oxidado no era significativo en el compósito final del relave de flotación. Sin embargo, el incremento anual del tonelaje de mineral oxidado obliga a buscar nuevas alternativas de procesamiento. Por lo descrito líneas arriba, se plantea en la investigación el proceso de cianuración directa para optimizar los porcentajes de recuperación de oro de los minerales oxidados en comparación con el proceso convencional.

Con el fin de lograr el objetivo, se realizaron pruebas a nivel laboratorio y nivel planta piloto. Los ensayos a nivel laboratorio fueron del proceso convencional de flotación del mineral y cianuración del concentrado bajo los mismos parámetros operativos de la planta, así como pruebas a nivel laboratorio de cianuración en botellas del mineral oxidado probando diferentes granulometrías en malla 200 y 400 y una prueba piloto en la planta adecuando los equipos en stand by que se tienen, para verificar los resultados de la cianuración a nivel laboratorio.

Los resultados arrojaron que la cianuración directa es el tratamiento más eficiente para la recuperación de oro en minerales oxidados, obteniendo porcentajes de recuperación mayores de 96% en comparación al 83.04% de recuperación con el proceso convencional de flotación del mineral y cianuración del concentrado. Asimismo, es posible la adaptabilidad de la Cianuración Directa en Planta Beneficio en función a los resultados obtenidos en la prueba piloto.

Palabras clave: Cianuración Directa, Recuperación de oro, Mineral oxidado, Optimización.

Abstract

There are several procedures for gold extraction, such as flotation and cyanidation, among others. The correct characterization of the ore is fundamental to optimize the treatment and achieve high recovery percentages. At Minera Aurífera Retamas, gold sulfide ore is processed daily by flotation and cyanidation of the concentrate. This process is also used for small quantities of oxidized gold ore, which is not ideal, but due to the small quantities with respect to the large total of sulfide ore processed, the influence of the flotation tailing of the oxidized ore was not significant in the final flotation tailing deposit. However, the annual increase in the tonnage of oxidized ore makes it necessary to look for new processing alternatives. For the reasons described above, the direct cyanidation process is proposed in the research to optimize the percentages of gold recovery from oxidized minerals compared to the conventional process.

In order to achieve the proposed objective, tests were carried out at laboratory and pilot plant level. The laboratory level tests were of the conventional process of mineral flotation and cyanidation of the concentrate under the same operating parameters of the plant, as well as laboratory level tests of cyanidation in bottles of oxidized mineral, testing different granulometries in 200 and 400 mesh and a pilot test in the plant, adapting the equipment on stand by, to verify the results of cyanidation at laboratory level. The results showed that direct cyanidation is the most efficient treatment for gold recovery in oxidized minerals, obtaining recovery percentages higher than 96% compared to 83.04% recovery with the conventional process of mineral flotation and cyanidation of the concentrate. Likewise, it is possible the adaptability of the Direct Cyanidation in Beneficiation Plant according to the results obtained in the pilot test.

Keywords: Direct Cyanidation, Gold recovery, Oxidized mineral, Optimization.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract.....	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	15
1.1. Generalidades	15
1.2. Descripción del problema de investigación	15
1.3. Justificación del problema	17
1.4. Objetivos de la investigación	17
1.4.1. Objetivo general.....	17
1.4.2. Objetivos específicos.....	18
1.5. Hipótesis de la investigación	18
1.5.1. Hipótesis general.....	18
1.5.2. Hipótesis específicas.....	18
1.6. Antecedentes de la investigación	18
Capítulo II. Marcos teóricos y conceptual.....	21
2.1. Marco Teórico.....	21
2.1.1. Proceso de flotación.....	21
2.1.2. Etapas de la flotación.....	21
2.1.3. Variables de flotación.....	22
2.1.4. Flotación de oro y plata.....	25
2.1.5. Química de la cianuración.....	25
2.1.6. Lixiviación del oro.....	26
2.1.7. Parámetros de lixiviación.....	29
2.1.8. Sistemas de Lixiviación.....	33
2.2. Marco conceptual	35
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación.....	37

3.1. Descripción del proceso de minera aurífera Retamas.....	37
3.1.1. Localización.....	37
3.1.2. Descripción general.....	37
3.2. Desarrollo Experimental	46
3.2.1. Metodología.....	46
3.2.2. Diagrama de flujo.....	46
3.2.3. Tratamiento del mineral oxidado.....	47
3.2.4. Prueba a nivel laboratorio Flotación / Cianuración de concentrado.....	53
3.2.5. Pruebas a nivel laboratorio Cianuración en botellas.....	58
3.3. Simulación del proceso de Cianuración Directa	74
3.4. Prueba piloto a nivel planta del proceso de Cianuración Directa	76
3.4.1. Descripción del proceso.....	76
3.4.2. Análisis granulométrico.....	78
3.4.3. Balance metalúrgico de la prueba piloto de cianuración directa.....	84
Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	89
4.1. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Flotación / Cianuración de concentrados	89
4.2. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Cianuración en botellas para 60%, 75%, 90% y 98% malla -200.....	90
4.3. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Cianuración en botellas para 60%, 75%, 90% y 98% malla -400.....	92
4.4. Resultados de la prueba Piloto en Planta Beneficio del proceso de Cianuración Directa.....	94
4.5. Impacto económico.....	95
Conclusiones	96
Recomendaciones	98
Referencias bibliográficas.....	99
Anexos.....	102

Lista de tablas

	Pág.
Tabla 1: Recuperación de oro con el proceso convencional de flotación de óxidos.	16
Tabla 2: Recuperación de oro con el proceso convencional de cianuración de concentrados.	16
Tabla 3: Análisis Químico de Mineral Cabeza del Óxido.....	47
Tabla 4: Tiempos para la curva de moliendabilidad del mineral oxidado a malla 200.	49
Tabla 5: Tiempos de molienda para pruebas de cianuración en botellas a malla 200.....	50
Tabla 6: Tiempos para la curva de moliendabilidad del mineral óxido a malla 400.	51
Tabla 7: Tiempos de molienda para pruebas de cianuración por agitación en botellas a malla 400.	52
Tabla 8: Tiempos para curva de moliendabilidad de concentrado.	52
Tabla 9: Condiciones operativas para la prueba de flotación de mineral oxidado.	54
Tabla 10: Balance metalúrgico de la prueba de flotación de mineral oxidado.	54
Tabla 11: Malla valorada del relave de flotación de mineral oxidado.	55
Tabla 12: Condiciones operativas para la prueba de cianuración de concentrado.	56
Tabla 13: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración de concentrados...56	
Tabla 14: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración de concentrado.	57
Tabla 15: Recuperación global de oro mediante el proceso convencional a nivel laboratorio.....	58
Tabla 16: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botellas de mineral óxido 60% malla - 200.	59
Tabla 17: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 200.	60
Tabla 18: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 60% malla - 200.	60
Tabla 19: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botellas de mineral oxidado 75% malla - 200.	61
Tabla 20: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 200.	61
Tabla 21: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 75% malla - 200.	62
Tabla 22: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 90% malla - 200.	63
Tabla 23: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral	

oxidado 90% malla - 200.	63
Tabla 24: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 90% malla - 200.	64
Tabla 25: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 98% malla - 200.	65
Tabla 26: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 200.	65
Tabla 27: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 98% malla - 200.	66
Tabla 28: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 60% malla - 400.	67
Tabla 29: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 400.	67
Tabla 30: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 60% malla - 400.	68
Tabla 31: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 75% malla - 400.	69
Tabla 32: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 400.	69
Tabla 33: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 75% malla - 400.	70
Tabla 34: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 90% malla - 400.	71
Tabla 35: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 400.	71
Tabla 36: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 90% malla - 400.	72
Tabla 37: Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 98% malla - 400.	73
Tabla 38: Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 400.	73
Tabla 39: Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 98% malla - 400.	74
Tabla 40: Características operativas del molino Marcy 5x10ft N°01.	77
Tabla 41: Características operativas del nido de hidrociclones GMAX D-10.	77
Tabla 42: Análisis Granulométrico del mineral oxido fresco.	79
Tabla 43: Análisis Granulométrico de la descarga del molino 5x10 N°01.	80

Tabla 44: Análisis granulométrico del Overflow (O/F).	82
Tabla 45: Análisis granulométrico del Underflow (U/F).	83
Tabla 46: Análisis granulométrico de la etapa de clasificación.	84
Tabla 47: Parámetros operativos de la prueba piloto en Planta Beneficio.	85
Tabla 48: Condiciones operativas de cianuración por agitación del Overflow.	86
Tabla 49: Porcentaje de extracción de oro en la cianuración por agitación del Overflow.	87
Tabla 50: Comparación de recuperaciones y relaves a nivel planta y nivel laboratorio. ...	89
Tabla 51: Extracción de oro y consumo de reactivos en prueba de cianuración en botellas malla - 200.	90
Tabla 52: Extracción de oro y consumo de reactivos en prueba de cianuración en botella para malla - 400.	92
Tabla 53: Parámetros operacionales y leyes obtenidas la prueba piloto en Planta Beneficio.	94
Tabla 54: Balance metalúrgico de cianuración por agitación del Overflow de la prueba piloto.	95
Tabla 55: Diferencia de onzas obtenidas en el tratamiento por proceso convencional y cianuración directa de óxidos.	95

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1: Clasificación de reactivos empleados en flotación.	22
Figura 2: Variables relacionadas a componentes de la operación.	24
Figura 3: Modelo de cianuración anódica para el oro.....	27
Figura 4: Representación de la superficie de oro en contacto con solución de cianuro con contenido de oxígeno	29
Figura 5: Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de oro.	30
Figura 6: Presencia del ácido cianhídrico y del ion cianuro en la solución acuosa en función al pH.....	31
Figura 7: Efecto del pH en la extracción de oro.....	32
Figura 8: Concentración de oro residual en función al tamaño de partícula del mineral ...	33
Figura 9: Lixiviación por agitación con sistema mecánico y neumático.	35
Figura 10: Alimento de mineral a Tolva de Gruesos.	38
Figura 11: Mineral de Faja 9 hacia Tolva de Finos.....	39
Figura 12: Molino Marcy 9x8 ft N°03.	40
Figura 13: Espumas de celda de flotación Wemco A.	41
Figura 14: Molinos Marcy 5x10 ft en área de Remolienda	42
Figura 15: Tanques agitadores para lixiviación.	43
Figura 16: Espesador N°05.	44
Figura 17: Espejo de la relavera.....	45
Figura 18: Esquema de desarrollo de pruebas a nivel laboratorio y planta piloto.	46
Figura 19: Cuarteador rotatorio para pruebas metalúrgicas.....	47
Figura 20: Molino de Bolas 9x8 in del Laboratorio Metalúrgico.....	49
Figura 21: Curva de moliendabilidad del mineral óxido para malla 200.	50
Figura 22: Curva de moliendabilidad del mineral óxido para malla 400.	51
Figura 23: Curva de moliendabilidad del concentrado en malla 400.....	53
Figura 24: Prueba de flotación de mineral oxidado.	55
Figura 25: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración de concentrado.	57
Figura 26: Prueba de cianuración en botellas	58
Figura 27: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 200.	60
Figura 28: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 200.	62
Figura 29: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 200.	64

Figura 30: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 200.	66
Figura 31: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 400.	68
Figura 32: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 400.	70
Figura 33: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 400.	72
Figura 34: Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 400.	74
Figura 35: Simulación a 100 Tn/día de mineral oxidado en el proceso de cianuración directa.	75
Figura 36: Circuito de prueba piloto de cianuración directa.	78
Figura 37: Distribución granulométrica de etapa de molienda.	81
Figura 38: Etapa de clasificación en hidrociclón GMAX - D10.	82
Figura 39: Distribución granulométrica de la etapa de clasificación.	83
Figura 40: Prueba de cianuración por agitación del compuesto Overflow.....	86
Figura 41: Cinética de extracción de oro en prueba de cianuración por agitación del Overflow de prueba piloto.....	87
Figura 42: Balance de masa y balance metalúrgico de prueba piloto de Cianuración Directa.	88
Figura 43: Cinética de extracción de oro en malla -200 en prueba de cianuración en botella.	91
Figura 44: Cinética de extracción de oro en prueba de cianuración en botella para malla - 400.....	93

Introducción

La actividad minera en nuestro país viene aplicando nuevas tecnológicas para procesar sus recursos, esto conlleva a la constante búsqueda de mejorar sus procesos productivos en base a las leyes del mineral y su composición mineralógica, como también por exigencias de la normativa peruana.

Un mal procesamiento de los recursos minerales generaría un impacto negativo, ya sea en gastos adicionales para acondicionar al mineral a someterlo a un tratamiento que no es el óptimo de acuerdo a su composición, un excesivo consumo de reactivos u obtener altas leyes en los relaves.

En Minera Aurífera Retamas se procesa mineral sulfurado de manera diaria y mineral oxidado por campañas mensuales, teniendo el mismo tratamiento, lo cual no es lo correcto por tener composiciones químicas y mineralógicas distintas. Bajo este procesamiento, el compósito final del relave de flotación viene siendo elevado, lo que implica hacerlo retornar al proceso. Esta situación es el fundamento para proponer otro tratamiento para los minerales oxidados que, según la teoría, indica que el mejor tratamiento es la cianuración. Este proceso consiste en poner en contacto solución cianurada a cierta concentración con el mineral a una granulometría determinada para la extracción del oro, se continúa con la lixiviación en tanques agitadores durante un periodo de 72 horas, para que finalmente continúe con el espesamiento haciendo una limpieza a contracorriente, y culminar con el relave de cianuración.

En este trabajo se muestra el desarrollo experimental, realizando pruebas a nivel laboratorio y planta piloto, los resultados y análisis de porcentajes de extracción para el mineral oxidado obtenidos al variar la granulometría de trabajo, para luego obtener las óptimas condiciones de operación en base al mejor porcentaje de extracción de oro en los minerales oxidados.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1. Generalidades

El Perú figura entre los 10 principales productores de oro a nivel mundial, destacándose por la diversidad y riqueza de sus yacimientos auríferos, siendo un motor económico que ha contribuido significativamente al desarrollo del país.

La extracción de oro implica una variedad de métodos y tecnologías adaptadas a las características específicas de los minerales. Entre estos métodos está la flotación que es utilizada para la separación y concentración de minerales, permitiendo la recuperación de partículas mediante la adherencia a burbujas de aire en un proceso de flotación selectiva. La cianuración involucra la disolución del metal precioso utilizando soluciones de cianuro. Este método permite la recuperación de oro disuelto mediante procesos de adsorción o precipitación, siendo ampliamente utilizado en la industria minera debido a su eficiencia.

La minería moderna busca mejorar la eficiencia operativa y económica de las operaciones, reduciendo los costos asociados a los procesos y mejorando la recuperación global del mineral valioso, así como la implementación de prácticas de gestión ambiental que promuevan una minería responsable y sostenible.

1.2. Descripción del problema de investigación

Actualmente se procesan minerales sulfurados y oxidados en la Planta Beneficio de la empresa Minera Aurífera Retamas (MARSA), siendo el tratamiento convencional la flotación del mineral y cianuración del concentrado. Para el tratamiento de mineral sulfurado, las recuperaciones obtenidas son bastante positivas, llegando a una recuperación total de 90%, caso contrario ocurre con el tratamiento del mineral oxidado, el cual con el mismo proceso llega a tener recuperaciones del 83%.

Desde el 2014 se ha procesado mineral oxidado por flotación en campañas de 2 días por mes o en blending a diferentes porcentajes, lo cual no es lo correcto, pero por las cantidades pequeñas de mineral oxidado respecto al gran total de mineral sulfurado procesado, la influencia del relave de flotación del mineral oxidado no era significativo en el compósito final del relave de flotación. Sin embargo, cada año ha venido aumentando la cantidad de mineral oxidado, se ha pasado de 300 tms (2014) a 3000 tms (2024) mensuales.

Tabla 1

Recuperación de oro con el proceso convencional de flotación de óxidos.

FLOTACIÓN						
AÑO	CABEZA	CONCENTRADO			RELAVE	RATIO DE CONCENTRACIÓN
	LEY	LEY	PESO	RECUP	LEY	
	(g/TM)	(g/TM)	(%)	(%)	(g/TM)	
2022	15.26	99.12	13.26	86.13	2.44	7.54
2023	14.48	98.47	12.66	86.07	2.31	7.90

Tabla 2

Recuperación de oro con el proceso convencional de cianuración de concentrados.

CIANURACIÓN					
AÑO	CABEZA	SOLUCION DE CIANURACIÓN		RELAVE	RECUPERACIÓN TOTAL
	LEY (g/TM)	LEY (mg/L)	RECUP (%)	LEY (g/TM)	
2022	99.12	9.87	96.38	3.81	83.01
2023	98.47	11.56	96.71	3.90	83.24

Actualmente, el mineral oxidado transportado está en promedio de 3000 TMS /mes el cual es tratado por flotación y cianuración del concentrado. Con los balances metalúrgicos de los últimos años se ve evidenciada la baja recuperación total que no supera el 83%, generando pérdidas por el relave de flotación debido a la presencia de oro libre fino el cual es depositado en la relavera de flotación en donde se evidencia una segregación de acuerdo a sus pesos específicos, y lo que genera puntos de alta ley en los vasos de la

relavera.

1.3. Justificación del problema

La naturaleza de los minerales oxidados, con contenido de oro, impiden ser tratados por la flotación convencional para sulfuros, debido a que el oro cubierto con óxidos es muy difícil de flotar y demanda de tratamientos especiales para descartar los contaminantes, lo que conllevaría a un gasto adicional, además de los efectos negativos en Planta Beneficio y en el relave descritos anteriormente; por lo que se requiere otras alternativas para aumentar la recuperación. La teoría nos indica que siempre un mineral oxidado debe ser tratado por cianuración directa, ya que las recuperaciones de oro son mayores sin necesidad de un tratamiento especial de mayor costo.

El presente trabajo investigativo es fundamental para la empresa, que tiene la prioridad de cambiar el proceso convencional en el tratamiento de mineral oxidado. Con esta investigación se demostrará una mejor alternativa para el tratamiento de óxidos teniendo en consideración la adaptabilidad de éste con los equipos que se tienen en planta del proceso convencional, sugiriendo las condiciones de operación, y utilizando los reactivos ya usados en Planta Beneficio.

1.4. Objetivos de la investigación

1.4.1. Objetivo general

Optimizar el porcentaje de recuperación de oro en minerales oxidados mediante la cianuración directa en comparación con el proceso convencional de flotación del mineral y cianuración de concentrados en Planta Beneficio de la empresa Minera Aurífera Retamas (MARSA).

1.4.2. Objetivos específicos

- Estudiar las variables del proceso de flotación y la cianuración directa del mineral oxidado con contenido de oro para su recuperación y comparar sus rendimientos.
- Evaluar la factibilidad y adaptabilidad del proceso de cianuración directa de mineral oxidado en Planta Beneficio de Minera Aurífera Retamas utilizando los equipos del proceso convencional.

1.5. Hipótesis de la investigación

1.5.1. Hipótesis general

El proceso metalúrgico de cianuración directa mejorará el porcentaje de recuperación de oro del mineral oxidado en la Planta Beneficio en comparación al proceso convencional de flotación y cianuración de concentrados.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Evaluando la extracción de oro del mineral oxidado mediante la cianuración directa y la flotación del mineral y cianuración del concentrado, conoceremos que el primer proceso brinda una mayor recuperación total.
- Utilizando los equipos del proceso convencional se podrá evaluar que es factible y de fácil adaptación el proceso de cianuración directa en Planta Beneficio de Minera Aurífera Retamas.

1.6. Antecedentes de la investigación

La elección del método de recuperación del oro tales como concentración gravimétrica, cianuración, flotación, aireación con cal, tostación y calcinación, etc. depende de la composición química y mineralógica del mineral; además, una caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica adecuada de los minerales permite establecer los procesos y parámetros de beneficio más convenientes para obtener la mayor recuperación del oro (Araujo, Azañero, & Lovera, 2014).

El oro puede estar relacionado con minerales de diferentes tamaños o fracciones gravimétricas debido a las diversas ocurrencias de mineralización. Estas fracciones son un factor crucial para elegir los procesos de extracción y para estimar el grado de molienda necesario para obtener la mayor liberación o exposición del oro con el menor consumo de energía (Yáñez Traslaviña, García Páez, Pedraza Rosas, & Laverde Cataño, 2005).

Los métodos más comunes para la recuperación de minerales auríferos son la cianuración y la flotación; la flotación se utiliza para minerales sulfurados que contienen oro y plata en piritita, arsenopiritita, etc., además, la cianuración se utiliza para extraer oro y plata de minerales oxidados (Mendoza & Bonilla, 2021)

La flotación de un sólido depende de la relativa adsorción o mojado de su superficie por un fluido, lo que aumenta sus propiedades hidrofóbicas y lo hace fácilmente recuperable mediante colectores convencionales. El tipo de mineral asociado con el oro y la ganga que lo acompaña, determinan su flotabilidad. Los óxidos hacen que el proceso de flotación sea más difícil debido a que estos minerales necesitan tratamientos especiales para poder recuperar el oro (Ruiz, Lopez, Carmona, & Bolivar, 2019)

En investigaciones sobre la recuperación de minerales oxidados, una variedad de fuentes teóricas y prácticas han demostrado que la flotación produce una baja recuperación. Esto se debe a la afinidad de los minerales oxidados con el agua (hidrofílica o polar), que puede establecer un enlace temporal con el agua a través del enlace de hidrógeno (Rodríguez, 2018).

La cianuración es la forma más común de extraer oro, la cual se disuelve fácilmente; los requisitos son que esté libre y limpio, que la solución no contenga impurezas que puedan detener la reacción y que la solución mantenga un nivel adecuado de oxígeno

durante el proceso, asimismo, las extracciones de oro y plata deben estar entre el 90 y el 96 % después del proceso de cianuración (Iglesias, Carranza, & Palencia, 1998).

Es importante destacar que las partículas de oro son muy pequeñas, con tamaños inferiores a 100 μm , lo que indica que para exponer o liberar el oro, el mineral debe reducirse hasta una granulometría fina; además, cuando el oro está tan fino, su cinética de disolución es más rápida porque tiene una mayor área de contacto con la solución lixivante, lo que facilita el proceso de cianuración (Julca Vera & Ortiz Barreto, 2017).

Capítulo II. Marcos teóricos y conceptual

2.1. Marco Teórico

2.1.1. *Proceso de flotación*

El proceso de flotación es utilizado para separar partículas con distintas hidrofobicidades, aprovechando las diferencias entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral valioso y la ganga mediante la adición de reactivos; por ende, la capacidad de un material para humedecerse en un líquido en presencia de una fase gaseosa se conoce como hidrofobicidad (Abarca, 2011).

Los hidrófilos son partículas que pueden humedecerse rápidamente con agua, a diferencia de los hidrófobos, que son sólidos con poca afinidad por la humectación, adicionalmente, las partículas hidrófobas se adhieren a una burbuja de gas, constituyendo un grupo de partículas y aire que es más ligero que el agua y se eleva hasta la superficie del agua, finalmente, las partículas hidrófilas caen al fondo de un tanque de flotación ya que las burbujas no se adhieren a ellas (Drzymala, 2007).

2.1.2. *Etapas de la flotación*

El procesamiento por flotación de menas consiste en la molienda, clasificación, el acondicionamiento de la pulpa y finalmente la flotación; en ese sentido, las etapas del proceso son las siguientes: reducción del tamaño de mineral lo necesariamente fino para disgregar los minerales valiosos de la ganga, acondicionamiento para que los minerales deseados se adhieran a las burbujas de aire, generación de un flujo ascendente de burbujas de aire en la pulpa del mineral, formar una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa, recolectar la espuma con contenido valioso, además, la molienda del mineral tiene un impacto significativo en el proceso de flotación, a pesar de que no forma parte del proceso, por último en la etapa de molienda, los minerales valiosos deben separarse unos de otros y liberarse por completo de la roca desechable (ganga) para lograr los mejores resultados de flotación (Azañero, 2015).

2.1.3. Variables de flotación

Se clasifican en tres variables de mayor importancia, estos son variables relacionadas a componentes químicos, componentes de operación y componentes de equipamiento.

2.1.3.1. Variables relacionadas a componentes químicos.

Los componentes químicos son de vital importancia para el acondicionamiento de la pulpa y generación de espumas, otorgando condiciones favorables para la flotación del mineral valioso de interés.

Figura 1

Clasificación de reactivos empleados en flotación.



- **Colectores**

La hidrofobicidad del mineral valioso es necesaria para la flotación, pero solo un pequeño número de minerales son hidrófobos naturalmente. Por lo tanto, para hacer que las partículas hidrófilas se vuelvan hidrófobas, se necesitan colectores. Las interacciones físicas y químicas con la superficie dan al colector su poder hidrofobizante. Entre los colectores se tienen Xantato Z-11, Xantato Z-6, Aerofloat 25, y Ditiofosfato Reactivo 301 (Drzymala, 2007)

- Espumantes

Es esencial utilizar espumantes para obtener la espuma, que es el medio por el cual se transporta el mineral que las burbujas han atrapado y se lleva a la superficie de las celdas de flotación, para ello, es necesario que se genere una espuma consistente sobre ella, estos, junto con las partículas adheridas, disminuyen la tensión superficial y previenen la fractura de las burbujas de aire al ascender hasta la superficie debido a las variaciones de presión en el medio; se pueden encontrar espumantes como aceite de pino, Frother 70, Dowfroth 250 y MT-346 (Rodriguez, 2018).

- Modificadores

La función específica de los reactivos modificadores es preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un reactivo específico sobre ellas, así como crear condiciones en la pulpa para que se pueda realizar una flotación adecuada; además, la superficie de los sulfuros o la ganga se altera para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando que floten (Abarca, 2011).

Modificadores de pH: permite cambiar las condiciones de la pulpa a condiciones ácidas o básicas, entre ellos tenemos los más comunes usados en la flotación como el ácido sulfúrico, óxido de calcio, hidróxido de sodio, entre otros (Abarca, 2011).

Depresores: Permite que los minerales sulfuros que no tienen valor comercial sean deprimidos, es decir, sean atraídos por el agua (hidrofílica), sulfato de zinc, cianuro de sodio, bisulfito de sodio, entre otros (Abarca, 2011).

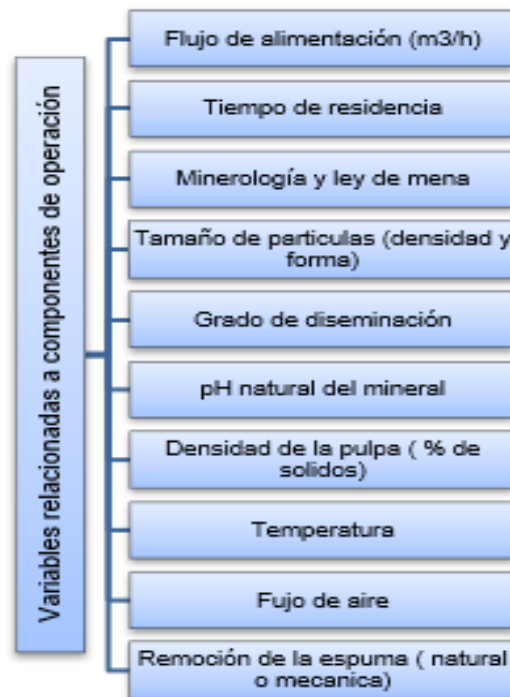
Activadores: Permite activar los minerales que fueron deprimidos o que se desean activar, entre los activadores se tiene sulfato de cobre, nitrato de plomo (Abarca, 2011).

2.1.3.2. Variables relacionadas a componentes de la operación.

En el proceso de flotación de minerales, hay numerosas variables que influyen en la separación de menas y gangas, los más considerados se muestran en la Figura 2. (Sutulov, 1963).

Figura 2

Variables relacionadas a componentes de la operación.



2.1.3.3. Variables relacionadas a componentes de equipamiento.

El mineral precioso se hidrofobizará en el entorno de la celda con la ayuda del equipamiento para el proceso de flotación. Se tienen en cuenta los siguientes factores: diseño de la celda, agitación de la pulpa (RPM), disposición del banco de celdas y acumulación de la espuma.

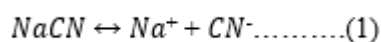
2.1.4. Flotación de oro y plata

La flotación de oro y plata debe realizarse cuando se asocia con minerales sulfurados refractarios, como pirita aurífera, los minerales de oro y plata están relacionados con los minerales sulfurados de pirita y arsénico, además, la flotación debe realizarse a un pH neutro (Abarca, 2011).

El oro nativo y sus aleaciones, que están libres de contaminantes superficiales, pueden flotar fácilmente con colectores de xantato, sin embargo, con frecuencia las superficies de oro están llenas de diversas impurezas como los óxidos de hierro, galena, arsenopirita u óxidos de cobre; la capa puede tener un espesor de 1 a 5 μm ; como resultado, el oro nativo y sus aleaciones tienen una amplia gama de propiedades de flotación, asimismo, el oro cubierto de óxidos de hierro u óxido de cobre es muy difícil de flotar y requiere un tratamiento especial para eliminar los contaminantes; por otro lado, en presencia de pequeñas cantidades de colector, los telururos flotan fácilmente y se cree que son hidrófobos por naturaleza (Bulatovic, 2010).

2.1.5. Química de la cianuración

Las sales de cianuro, como el cianuro de sodio (NaCN), cianuro de potasio (KCN) y cianuro de calcio [$\text{Ca}(\text{CN}_2)$], han sido utilizados extensamente para la lixiviación con cianuro, se disuelven y se ionizan en agua para formar sus respectivos cationes metálicos y iones de cianuro libre (CN^-) como se presenta a continuación (Srithammavut, 2008):



Entre las sales mencionadas anteriormente, el cianuro sódico y de potasio son más adecuados en comparación con el cianuro cálcico en el proceso de lixiviación.

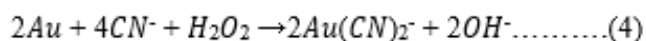
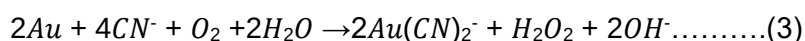
Los iones de cianuro al reaccionar con el agua generan cianuro de hidrogeno (HCN) y iones hidroxilo (OH^-) que hacen incrementar el pH de la solución (Srithammavut, 2008).



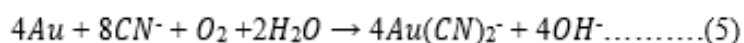
A un pH mayor a 9.3, el cianuro total existe en gran cantidad como iones de cianuro libre (Anexo I) (Srithammavut, 2008).

2.1.6. Lixiviación del oro

Frente a un agente complejo apropiado como el cianuro, el oro se oxida y se disuelve para formar el ion complejo estable $[Au(CN)_2]^-$, además, el oxígeno se reduce y el peróxido se forma como un producto intermedio en el primer paso y se convierte en el agente oxidante del segundo paso, dando lugar a la siguiente reacción química que se desarrolla en paralelo (Srithammavut, 2008):



La adición de las reacciones parciales (3) y (4) se presenta en la siguiente ecuación tal como lo propone Elsner (Srithammavut, 2008):

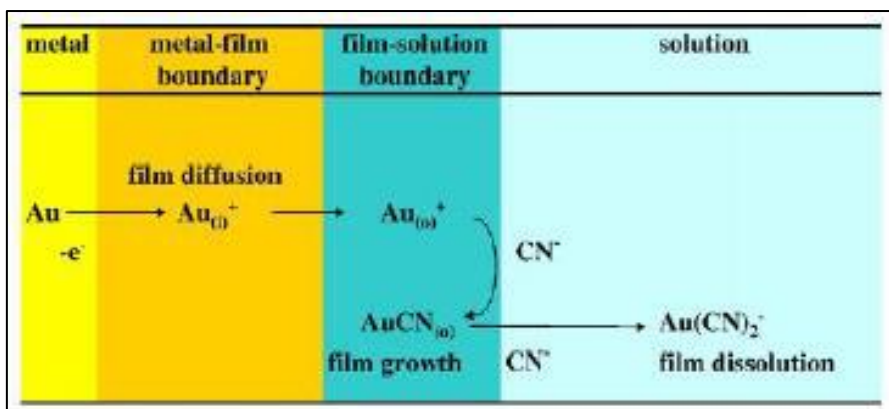


La disolución involucra un proceso electroquímico, donde la reacción anódica es la oxidación del oro y la reacción catódica es la reducción del oxígeno.

Se presenta la difusión de iones de oro a través de las interfases en la solución como se representa en la Figura 3.

Figura 3

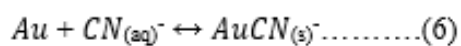
Modelo de cianuración anódica para el oro.



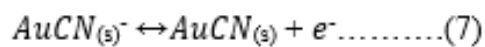
Nota. Adaptado de (Srithammavut, 2008).

Los pasos durante la reacción anódica en la fase acuosa se presentan a continuación.

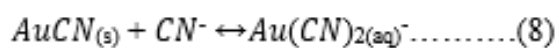
a) Adsorción de cianuro sobre la superficie de oro



b) Extracción electroquímica de un electrón

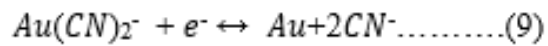


c) Combinación del intermedio adsorbido con otro ion cianuro



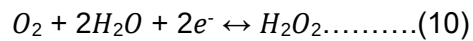
Donde (s) se refiere a especies adsorbidas en la superficie y AuCN es una especie intermedia neutra adsorbida en la superficie.

d) Reacción anódica global

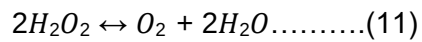


La disolución anódica va junto con la reducción catódica del oxígeno que implica diversas reacciones paralelas y en serie.

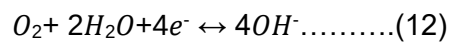
e) Reducción de oxígeno a peróxido de hidrógeno



f) Descomposición del peróxido de hidrógeno



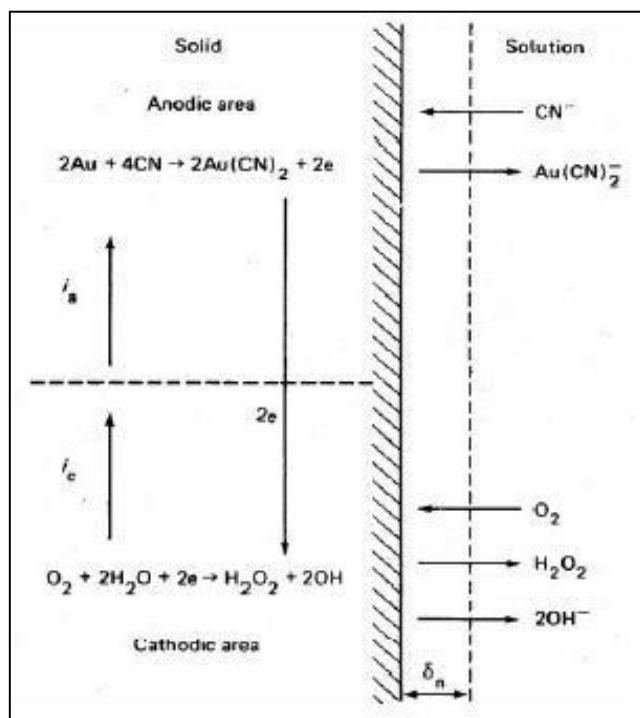
g) Reducción de oxígeno a iones de hidróxido



Las principales reacciones de los dos procesos electrónicos son ilustrados en la Figura 4.

Figura 4

Representación de la superficie de oro en contacto con solución de cianuro con contenido de oxígeno



Nota. Adaptado de (Srithammavut, 2008).

2.1.7. Parámetros de lixiviación

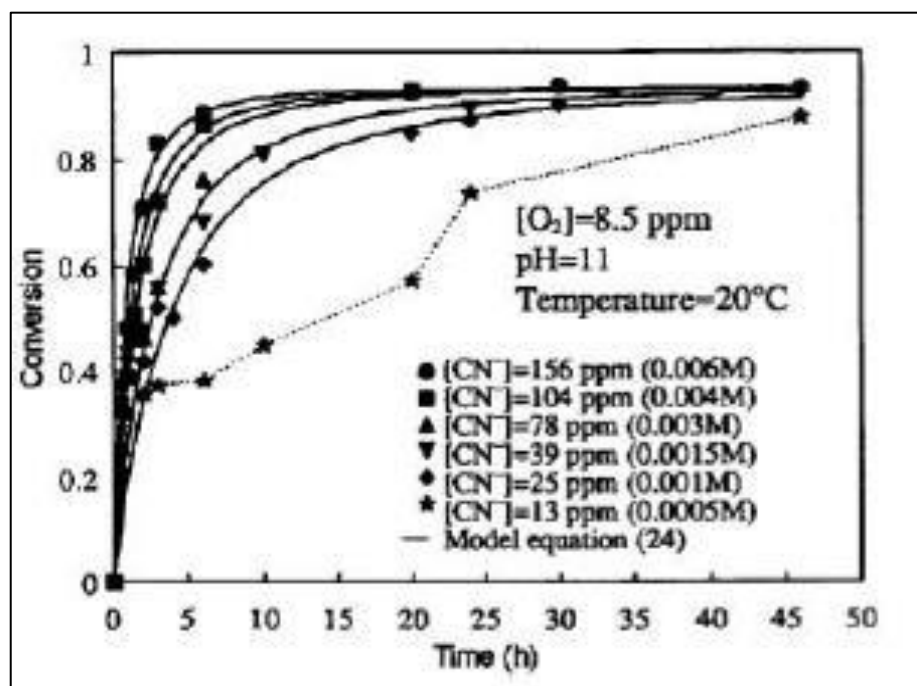
Para maximizar el rendimiento de la cianuración, se han realizado numerosos estudios sobre los parámetros de lixiviación, en donde la concentración de cianuro libre, el pH, el tamaño de partícula y las condiciones de operación son factores que afectan este desempeño, además, la tasa de disolución del oro, la extracción del oro y el consumo de cianuro están todos influenciados por estos parámetros. (Cathro & Koch, 1964)

2.1.7.1. Concentración de cianuro.

Diversos estudios han presentado que la extracción de oro es mayor con el aumento de la concentración de cianuro, asimismo, el impacto de la concentración de cianuro en la extracción de oro se muestra en la Figura 5 (Cathro & Koch, 1964).

Figura 5

Efecto de la concentración de cianuro en la extracción de oro.



Nota. Adaptado de (Cathro & Koch, 1964).

La cantidad de oro extraído con soluciones cianuradas se incrementa de forma directa con la concentración de cianuro, esto hasta alcanzar una disolución máxima. Utilizar soluciones cianuradas de mayor concentración no aumentaría la cantidad de oro disuelto.

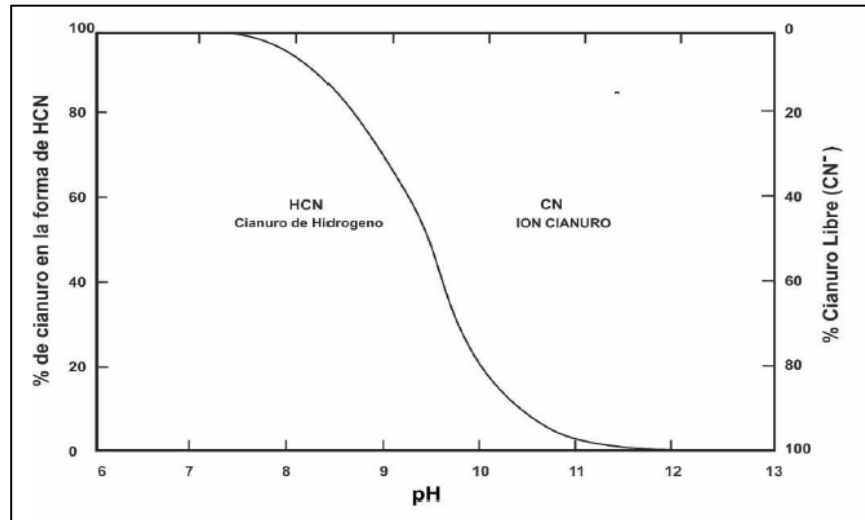
2.1.7.2. pH y alcalinidad.

Para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis, los procesos de cianuración deben llevarse a cabo en un grado alcalino específico, asimismo, el impacto del pH en la disolución del oro depende de los minerales que componen la mena y del álcali utilizado para controlarla, como el óxido de calcio; es fundamental tener en cuenta durante el proceso de cianuración que la disolución del oro requiere la presencia del ion CN⁻ en la solución, el cianuro libre estará en mayor proporción como HCN si se opera a un pH menor que 10, este es muy volátil a temperatura

ambiente y es un gas venenoso que causa problemas de salud por inhalación (Cathro & Koch, 1964),(Ver Anexo I).

Figura 6

Presencia del ácido cianhídrico y del ion cianuro en la solución acuosa en función al pH.

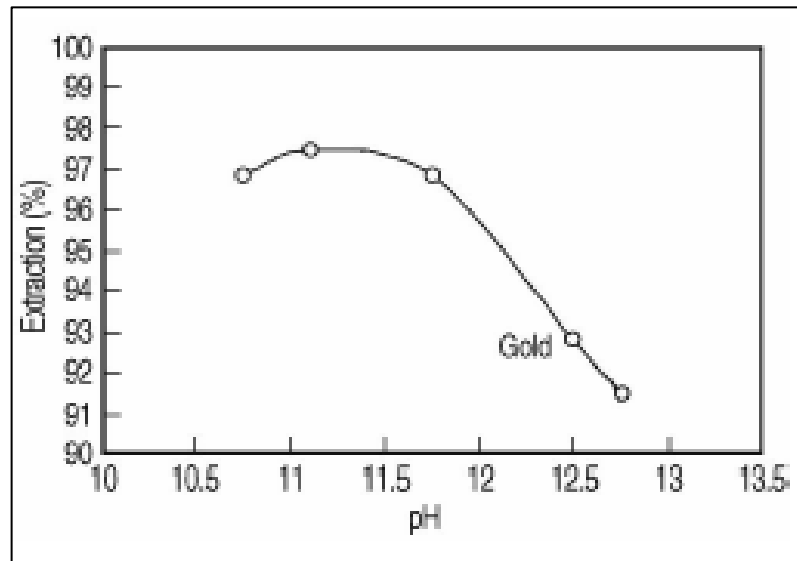


Nota. Adaptado de (Cathro & Koch, 1964).

La caracterización mineralógica determina el valor del pH ideal, ya que, en ciertas ocasiones, la velocidad de lixiviación del oro puede decrecer con el aumento del pH, debido a que se incrementa la velocidad de algunas reacciones que intervienen en el proceso (Cathro & Koch, 1964).

Figura 7

Efecto del pH en la extracción de oro.



Nota. Adaptado de (Srithammavut, 2008).

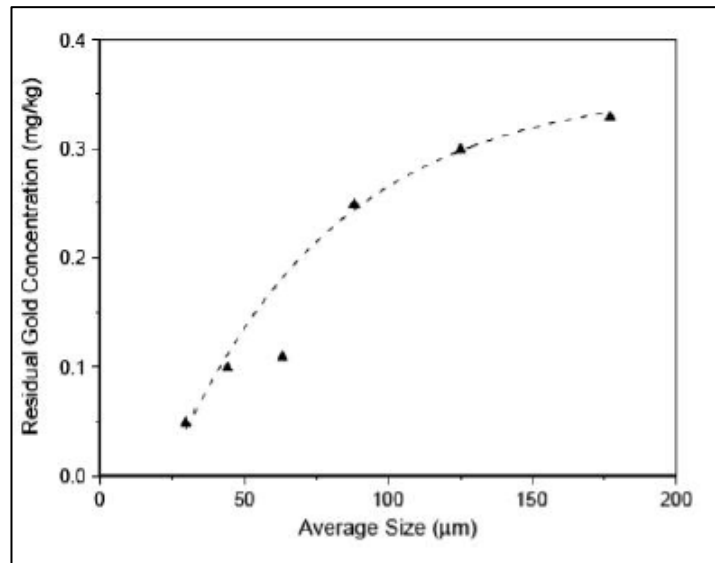
2.1.7.3. Tamaño de partícula.

La velocidad de disolución del oro se puede acelerar con un tamaño de partícula más pequeño. Esto se debe a que al ser pequeña hace que el sólido y el líquido tengan una mayor superficie de contacto, lo que aumenta la velocidad.

Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementa también las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción de oro y el consumo de cianuro. (Srithammavut, 2008).

Figura 8.

Concentración de oro residual en función al tamaño de



Nota. Adaptado de (Srithammavut, 2008).

2.1.8. Sistemas de Lixiviación

La práctica industrial de la lixiviación presenta una variedad de sistemas de operación que se seleccionan de acuerdo con factores técnicos y económicos durante el análisis de un proyecto, algunos de los sistemas de operación que se presentan son (Chavez, 2014):

- ley del mineral a lixiviar
- reservas de mineral
- características mineralógicas y geológicas
- cantidad a procesar
- costos de operación y de capital
- beneficio económico

Los métodos de lixiviación son:

Lixiviación de lechos fijos:

- in situ, in place
- en botaderos
- en pilas
- en bateas

Lixiviación de pulpas:

- por agitación, a presión ambiental
- en autoclaves

2.1.8.1. Cianuración por agitación.

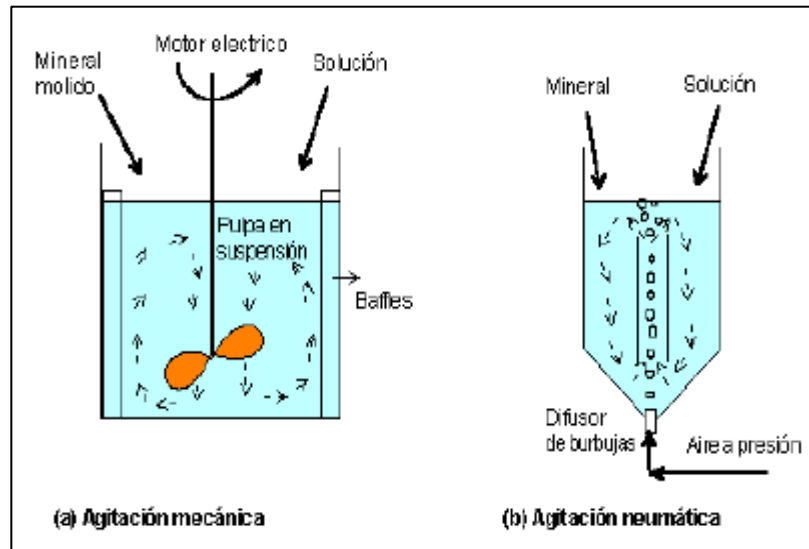
Cuando los minerales de mayor ley producen muchos finos durante el proceso de trituración o cuando el mineral objetivo está tan ampliamente distribuido que se requiere una reducción de tamaño para liberar sus valores y exponerlo a una solución de lixiviación, se realiza la cianuración por agitación, además, las calcinas de tostación y los concentrados se lixivian mediante este tipo de proceso (Chavez, 2014)

El proceso de cianuración comienza con ajustar el pH de trabajo superior a 11.5; previamente a la dosificación de cianuro, se agrega cal o soda cáustica, estas adiciones pueden hacerse en el tanque de cianuración o previamente en el molino (Morales, 2018).

Para mantener la pulpa suspendida hasta que se disuelva por completo, se utiliza la agitación por burbujeo o la agitación mecánica; el tiempo de contacto de los sólidos con la solución es de horas, mientras que la lixiviación en pilas toma meses (Morales, 2018).

Figura 9.

Lixiviación por agitación con sistema mecánico y neumático.



Nota. Adaptado de (Morales, 2018).

Las ventajas de lixiviación son:

- Elevado porcentaje de extracción del mineral valioso.
- Rápido procesamiento (horas).
- Alto nivel de automatización mediante un proceso continuo

Las desventajas son:

- Inversión y operación costosa
- Requiere una molienda previa y separación sólido líquido (espesamiento y filtración).

2.2. Marco conceptual

Balance Metalúrgico: Análisis de entradas y salidas de materiales y contenido metálico en un proceso metalúrgico. Esto permite optimizar el proceso, identificar las etapas que se pueden mantener o mejorar la recuperación del metal valioso.

Compósito De Muestras: Agrupación de muestras tomadas en diferentes tiempos, con la finalidad que la muestra agrupada proporcione información real del comportamiento de la pulpa o mineral en un periodo de tiempo.

Concentrado: Es el producto con mayor contenido metálico en el proceso de flotación.

Ganga: Mineral que acompaña a la mena, que no presenta valor para el procesamiento, pueden ser el cuarzo, calcita, etc.

Granulometría: Distribución del tamaño de las partículas presentes en el mineral.

Parámetro de vital importancia para diferentes etapas del proceso productivo.

Lixiviación: Proceso en la industria minera que utiliza disolventes líquidos para extraer metales valiosos que son solubles a estos. El uso de soluciones cianuradas como disolvente es conocido como cianuración.

Mena: Mineral con contenido metálico valioso, su extracción y procesamiento de este es altamente rentable.

Mineral de cabeza: Mineral inicial que ingresa a planta beneficio

Mineral oxidado: Mineral en el que su contenido metálico está presente en forma de óxidos. Se forma debido a la exposición prolongada de minerales al agua, oxígeno y ambiente terrestre.

Overflow de hidrociclón: Flujo que sale por la salida superior llevando partículas finas después del proceso de clasificación.

Pruebas a nivel laboratorio: Conjunto de procedimientos a menor escala con la finalidad de estudiar y evaluar condiciones y parámetros para optimizar las operaciones a escala industrial.

Prueba piloto: Ensayo a escala intermedia que se realiza antes de implementar un proceso a gran escala en una planta metalúrgica.

Underflow de hidrociclón: Flujo que sale por la salida inferior llevando partículas gruesas después del proceso de clasificación.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1. Descripción del proceso de minera aurífera Retamas

3.1.1. Localización

Minera Aurífera Retamas se encuentra ubicado al sureste del departamento de La Libertad, provincia de Pataz, distrito de Parcoy a unos 411km de Trujillo a una altura de 3900 msnm, este yacimiento mineralógico conocido como “El Gigante” se encuentra en el Batolito de Pataz que pertenece al complejo del Marañón, de grandes cantidades de oro y plata.

3.1.2. Descripción general

3.1.2.1. Mineralogía.

"El Gigante" es un yacimiento minero compuesto por una amplia gama de minerales. La aparición de estructuras mineralizadas se debe a la acumulación de minerales de mena en potencias muy diversas. El mineral principal es la pirita aurífera, que a menudo se acompaña de arsenopirita, galena y marmatita-esfalerita en proporciones menores. También se considera mineral de mena el cuarzo sacaroide, ya que contiene oro libre.

La pirita y la arsenopirita se presentan ligadas al cuarzo lechoso, que es el mineral principal para las exploraciones. El oro se encuentra en vetas de sulfuros en estado metálico, íntimamente ligado a la pirita y en menos grado a la arsenopirita. Los sulfuros a menudo ingresan a las cavidades de cuarzo en forma de diseminaciones. En vetas de óxidos, el oro se encuentra en estado libre, así como también ligado a la pirita y la arsenopirita, que se presentan como nódulos dentro de estos.

3.1.2.2. Chancado.

El proceso de chancado tiene como objetivo triturar el mineral de grandes diámetros provenientes de Cancha 2. Este circuito está diseñado para procesar un máximo de 225 Tn/h, el tonelaje a procesar dependerá del mineral a tratar de acuerdo a las campañas y stock que se tenga.

Figura 10

Alimento de mineral a Tolva de Gruesos.



El mineral es alimentado desde Cancha 2 a una tolva de gruesos, el mineral es transportado por un Apron Feeder y la Faja Transportadora N°01 hacia una zaranda Grizzly para su clasificación, donde los gruesos (+3") pasan por la chancadora primaria cónica Sandvik CS430, el pasante de la zaranda Grizzly junto con el producto del chancado primario pasa por una zaranda Grizzly de dos pisos, donde el oversize va hacia una tolva intermedia y el undersize es almacenado en las tolvas de mineral fino.

El mineral de la tolva intermedia pasa por el chancado secundario, que está conformado por una chancadora cónica Sandvik CH440 y una chancadora cónica Telsmith SBS 440. Esta etapa tiene un producto que es transportado junto con el

producto del chancado primario hacia la zaranda Grizzly de dos pisos, donde el Undersize tiene un P(80) de 7.5 mm que conforma la Tolva de Finos, mineral que se alimenta al proceso de molienda.

Figura 11

Mineral de Faja 9 hacia Tolva de Finos.



3.1.2.3. Molienda / Clasificación.

El mineral proveniente del proceso de chancado 100% - 1/2", se procesa mediante molienda húmeda, que está conformado por dos molinos 9'x8', en circuito cerrado con un nido de hidrociclones D-20. Se procesa un tonelaje promedio de 75 Tn/h.

Figura 12

Molino Marcy 9x8 ft N°03.



El alimento de mineral fresco ingresa por las fajas N y 13 al molino 9'x8' N°02, el producto va al cajón y bomba Warman 01, donde también ingresa el relave de la celda Flash y flujos de agua de proceso para regular la densidad de la pulpa que alimenta al nido de hidrociclones D – 20. De la clasificación, el Overflow es la cabeza de flotación y el Underflow ingresa al molino 9'x8' N°01 o N°03 para una molienda secundaria, el producto va hacia el cajón de distribución que es llevado al cajón y bomba Giw que alimenta a la celda Flash.

3.1.2.4. Flotación.

La pulpa que ingresa a flotación tiene una granulometría de 55% malla -200 con una densidad de 1380 – 1400 g/L. La flotación consta de 3 celdas Wemco y una celda Flash. El concentrado de la celda Flash va rectamente a la jaula de concentrados al igual que el concentrado de la Wemco A, el relave de esta celda alimenta a la Wemco B, donde su concentrado ingresa a la Wemco A y su relave alimenta a la Wemco C. El concentrado de la Wemco C ingresa a la Wemco B y su relave es el relave final que es bombeado a la cancha de Relaves. Los reactivos empleados en esta operación son, el colector Xantato Z-6, el activador CuSO₄ y el espumante MT-346.

Figura 13

Espumas de celda de flotación Wemco A.



3.1.2.5. Espesamiento / Remolienda.

El concentrado obtenido del circuito de flotación es clasificado por un hidrociclón GMAX D – 10 HC #05, aquí el Overflow va al espesador 01. El fin de esta etapa es que se gane densidad ya que la descarga del espesador junto con el Underflow de la clasificación pasa a la etapa de remolienda. El rebose del espesador 01 ingresa al cajón Warman de molienda.

Los equipos del proceso de remolienda constan del molino 5x10 N°02, un tanque repulpador, un molino Vertimill METSO, un cajón y bomba Warman de remolienda y un nido de hidrociclones GMAX D – 10.

La descarga del espesador 01 y el Underflow del hidrociclón HC#05 ingresan al molino 5x10 N°02, la descarga va al repulpador; aquí ingresa un flujo constante de lechada de cal para mantener un pH mayor a 11.95.

Figura 14

Molinos Marcy 5x10 ft en área de Remolienda



La descarga del repulpador ingresa al molino Vertimill METSO, este molino vertical reemplaza al molino 5x10 N°01, que se encuentra en stand by que será usado para la prueba piloto de Cianuración Directa. La descarga del molino vertical ingresa al cajón Warman junto con el rebose del Espesador 03 y es bombeado hacia el nido de hidrociclones GMAX D – 10 HC 01 y 02. El Overflow de esta clasificación va hacia el Espesador 05 y el Underflow junto con un flujo constante de solución cianurada ingresa al molino 5x10 N°02 para volver a ser molido.

3.1.2.6. Tanques de cianuración.

El rebose del espesador 05 es la solución rica no clarificada que ingresa al proceso Merrill Crowe y su descarga alimenta al circuito de 4 tanques agitadores para la lixiviación con adición de oxígeno otorgándole un mayor tiempo de lixiviación (72h).

Figura 15

Tanques agitadores para lixiviación.



3.1.2.7. Espesamiento.

La pulpa del agitador 4, último agitador del circuito de lixiviación por agitación ingresa al circuito de lavado a contracorriente para recuperar los valores disueltos y reincorporarlos en recirculación con la solución que rebosa del primer espesador lavador (Espesador N°03), hacia el nido de hidrociclones GMAX D-10 (Morales, 2018).

Figura 16

Espesador N°05.



La descarga del Espesador 03 ingresa al Espesador 04 y su rebose vuelve a la clasificación ingresando al cajón Warman de remolienda. La descarga del Espesador 04 ingresa al Espesador 02 junto con solución barren del proceso Merrill Crowe y su rebose ingresa al Espesador 03. El rebose del Espesador 02 ingresa al Espesador 04 y su descarga es el relave de cianuración final.

3.1.2.8. Proceso Merrill Crowe.

El proceso Merrill Crowe emplea polvo de zinc para precipitar el oro y la plata disueltos en soluciones previamente clarificadas. Este método se compone de cuatro fases, en las cuales es fundamental mantener un control riguroso de diversos parámetros.

La primera fase es la clarificación, donde la solución rica fluye a una velocidad de 90 m³/h hacia los filtros prensa, habiendo formado previamente una capa de precoat de diatomita. Para garantizar la eficiencia del proceso Merrill Crowe, los niveles de turbidez de la solución rica sean inferiores a 1 NTU.

La solución clarificada se introduce en una torre para eliminar el oxígeno presente en la solución mediante una bomba de vacío. La presión de vacío de la torre debe mantenerse en -17.5 mmHg y los ppm de oxígeno en la solución de salida en 0.3.

Se añade polvo de zinc a la solución rica en metales, que está libre de sólidos y oxígeno, lo que provoca una reacción inmediata que genera un precipitado sólido, el cual se recupera durante el proceso de precipitación; además, la solución resultante se denomina solución Barren.

3.1.2.9. Disposición de relaves.

Los relaves de flotación y cianuración se depositan en canchas distintas, dado que sus efluentes regresan a la Planta de Beneficio. La solución clarificada de la relavera de flotación se bombea al proceso de molienda para la formación de la pulpa. En el caso de la relavera de cianuración, las partículas en suspensión se sedimentan y la solución clarificada se reutiliza en la fase de lixiviación.

Figura 17

Espejo de la relavera.



3.2. Desarrollo Experimental

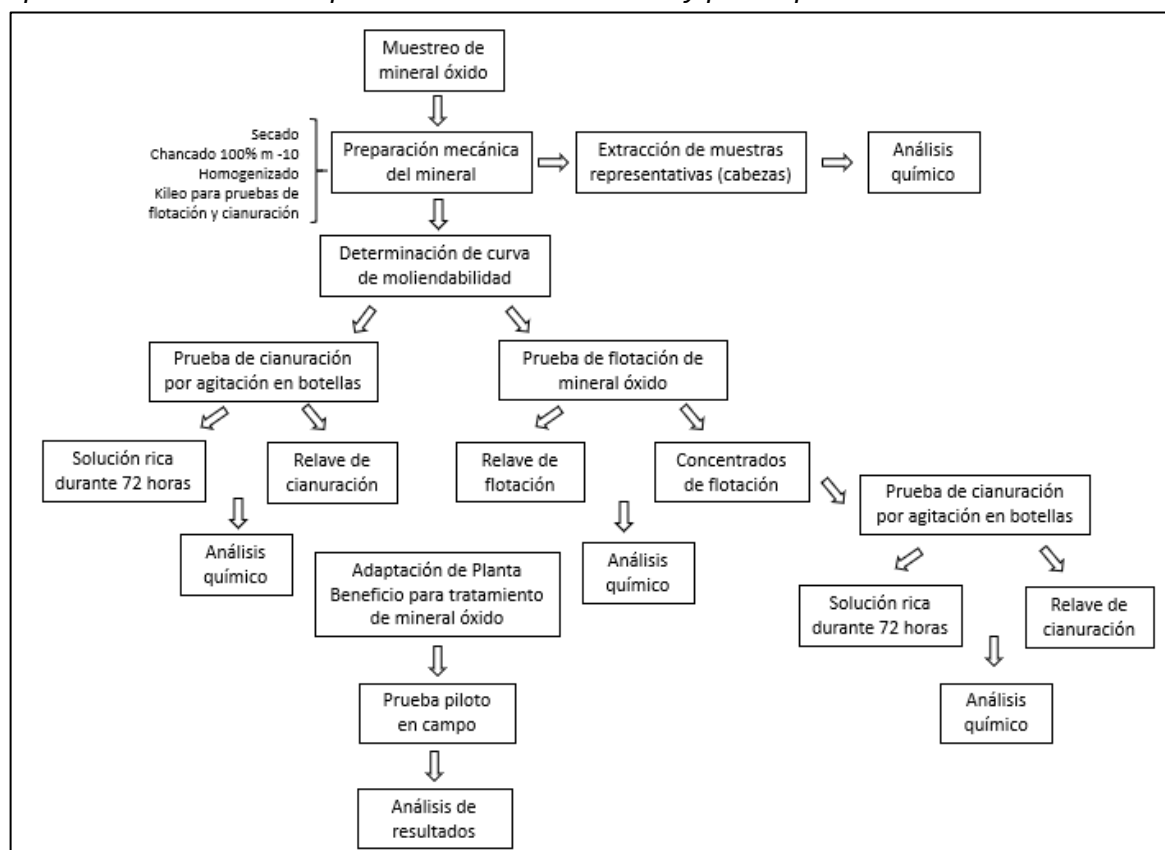
3.2.1. Metodología

Los ensayos realizados para este proyecto de tesis se dividen en 3 secciones. La primera evalúa a nivel laboratorio el proceso convencional, a las mismas condiciones de planta, la flotación de mineral oxidado y cianuración de concentrado, para corroborar la recuperación que se obtiene normalmente en Planta Beneficio. La segunda parte, evalúa a nivel laboratorio la cianuración en botellas del mineral oxidado teniendo como variable los porcentajes del pasante (60%, 75%, 90%, 98%) a mallas 200 y 400. La última parte consiste en evaluar a nivel planta piloto la cianuración directa, adaptando el uso de los equipos que se tienen en Planta Beneficio.

3.2.2. Diagrama de flujo

Figura 18

Esquema de desarrollo de pruebas a nivel laboratorio y planta piloto.



3.2.3. Tratamiento del mineral oxidado

3.2.3.1. Muestreo y preparación de mecánica del mineral

Se realizó el muestreo de aproximadamente 50 kg de mineral oxidado que fueron trasladados de Cancha 2 hacia el laboratorio metalúrgico para la preparación mecánica. El tratamiento inició con el secado en la estufa Binder para luego pasar por la chancadora de quijadas para disminuir su tamaño y luego por una chancadora de rodillos, llevando el mineral a 100% malla -10.

El mineral tratado fue homogenizado y llevado a un cuarteador rotatorio para obtener muestras homogéneas de 1000 g y muestras representativas (cabezas) para envío a análisis químico.

Figura 19

Cuarteador rotatorio para pruebas metalúrgicas.



Tabla 3

Análisis Químico de Mineral Cabeza del Óxido.

Muestra	Ley Au (g/Tn)
Mineral Óxido 1	13.28
Mineral Óxido 2	13.24
Promedio	13.26

Se envió una muestra por duplicado de aproximadamente 250 g cada una a 100% malla -10. Los resultados fueron 13.28 g/Tn y 13.24 g/Tn, siendo el promedio 13.26 g/Tn, el cual fue considerado como ley de mineral cabeza para las pruebas a nivel laboratorio.

3.2.3.2. Moliendabilidad

Consiste en determinar el tiempo de molienda que necesita la muestra para obtener el porcentaje pasante requerido a la malla de trabajo. Las mallas de trabajo para las pruebas fueron, la malla 200 y malla 400. Se entiende como +200 al mineral retenido y -200 como el mineral pasante de la malla, para el caso de la malla 400, son +400 y -400. El %m-200 y %m-400 es el porcentaje de la cantidad del mineral pasante respecto al total de mineral con el que se hizo la prueba de moliendabilidad. Para la prueba de flotación / cianuración de concentrado, considerando los parámetros de planta, se utilizó una granulometría de 55% malla -200 y para la cianuración del concentrado 98% malla -400. Para las pruebas de cianuración en botellas, se trabajó a 60%, 75%, 90%, 98% malla – 200 y 60%, 75%, 90%, 98% malla – 400.

Para realizar las curvas de moliendabilidad, se utilizaron 1000 g de mineral con 500 ml de agua de proceso, una relación sólido – líquido de 2 a 1. La molienda se realizó en un molino 9x8 pulgadas, con un collar de bolas de 1 pulgada.

Figura 20

Molino de Bolas 9x8 in del Laboratorio



Para determinar la curva de moliendabilidad en malla 200, se inició con un tiempo de 15 minutos, a partir del % m -200 obtenido, se consideraron los siguientes tiempos:

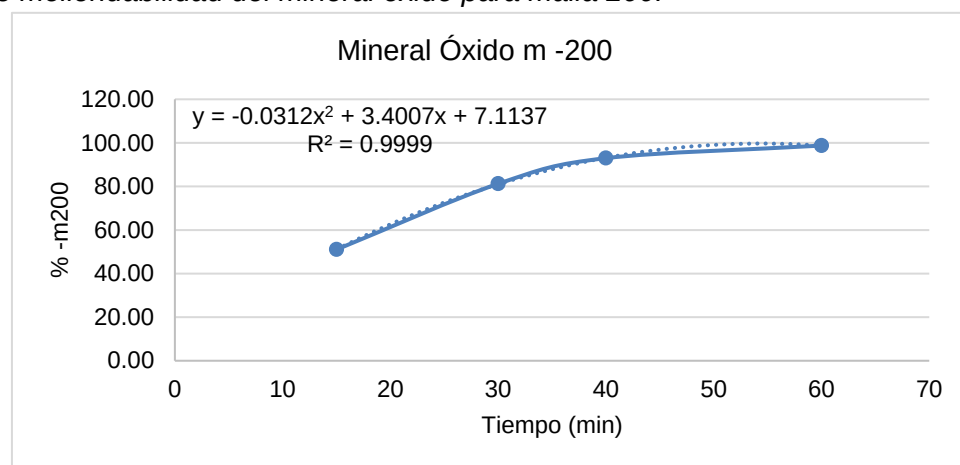
Tabla 4

Tiempos para la curva de moliendabilidad del mineral oxidado a malla 200.

MALLA	Tiempo (min)			
	15	30	40	60
+200	489.58	187.7	70.14	12.45
-200	510.42	812.30	929.86	987.55
% m - 200	51.04	81.23	92.99	98.76
TOTAL	1000.00	1000.00	1000.00	1000.00

Figura 21

Curva de moliendabilidad del mineral óxido para malla 200.



Obteniendo la ecuación, se calculan los tiempos de molienda para los porcentajes pasantes requeridos.

$$y = -0.0312x^2 + 3.4007x + 7.1137$$

Tabla 5

Tiempos de molienda para pruebas de cianuración en botellas a malla 200.

%-m200	Tiempo
55.00	16'36"
60.00	18'47"
75.00	26'18"
90.00	36'47"
98.00	46'56"

De la misma manera, para determinar la curva de moliendabilidad en malla 400, se inició con un tiempo de 15 minutos, a partir del % m -400 obtenido, se consideraron los siguientes tiempos:

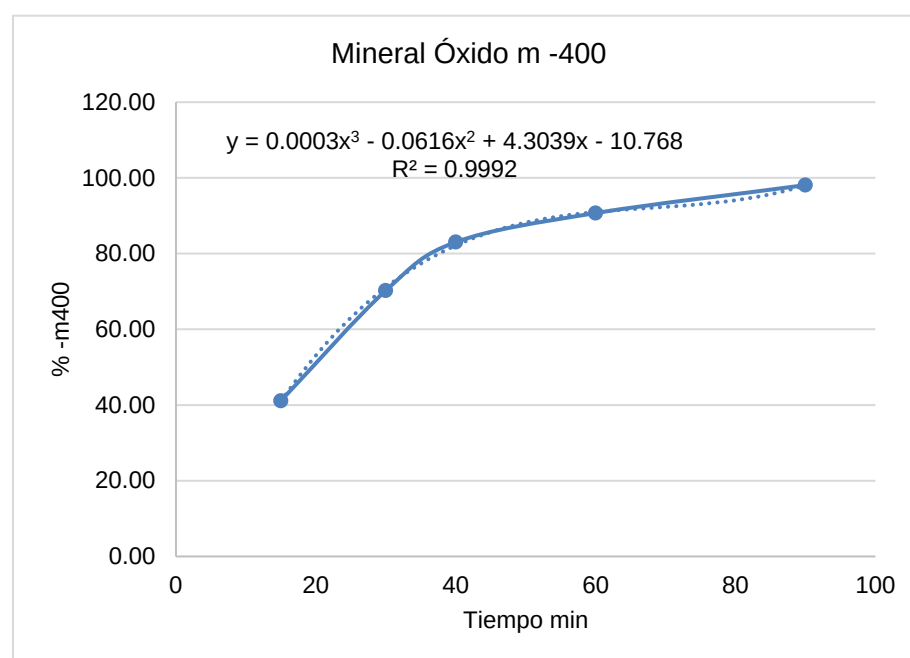
Tabla 6

Tiempos para la curva de moliendabilidad del mineral óxido a malla 400.

MALLA	Tiempo (min)				
	15	30	40	60	90
+400	588.82	297.61	169.74	92.95	19.12
-400	411.18	702.39	830.26	907.05	980.88
% m - 400	41.12	70.24	83.03	90.71	98.09
TOTAL	1000.00	1000.00	1000.00	1000.00	1000.00

Figura 22

Curva de moliendabilidad del mineral óxido para malla 400.



Obteniendo la ecuación, se calculan los tiempos de molienda para los porcentajes pasantes requeridos.

$$y = 0.0003x^3 - 0.0616x^2 + 4.3039x - 10.768$$

Tabla 7

Tiempos de molienda para pruebas de cianuración en botellas a malla 400.

%-m400	Tiempo
60.00	23'22"
75.00	33'1"
90.00	57'7"
98.00	92'57"

Para realizar la cianuración del concentrado de flotación a nivel laboratorio, debemos considerar la granulometría de acuerdo a como se trabaja en planta, es por ello que se determinó el tiempo de molienda para obtener el 98% malla -400. Es necesario conocer la curva de moliendabilidad del concentrado en malla 400, se inició con un tiempo de 10 minutos, a partir del % m -400 obtenido, se consideraron los siguientes tiempos:

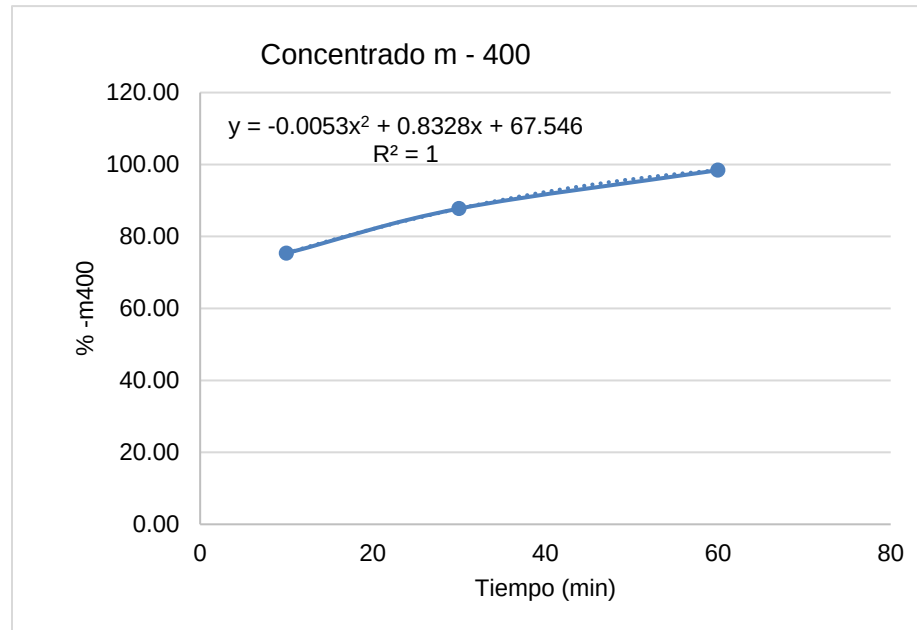
Tabla 8

Tiempos para curva de moliendabilidad de concentrado.

MALLA	Tiempo (min)		
	10	30	60
+400	246.56	122.44	15.84
-400	753.44	877.56	984.16
% m - 400	75.34	87.76	98.42
TOTAL	1000.00	1000.00	1000.00

Figura 23

Curva de moliendabilidad del concentrado en malla 400.



Obteniendo la ecuación, se calcula el tiempo de molienda para obtener el 98 % malla -400. Siendo 57'54'' el tiempo de molienda para una granulometría de 98% pasante de malla 400.

$$y = -0.0053x^2 + 0.8328x + 67.546$$

3.2.4. Prueba a nivel laboratorio Flotación / Cianuración de concentrado

En esta primera parte, se comprobó la recuperación actual en Planta Beneficio, de acuerdo al proceso convencional que consiste en flotación del mineral oxidado y cianuración del concentrado.

3.2.4.1. Condiciones para la prueba de flotación.

Para la flotación se debe realizar una molienda del mineral considerando el tiempo obtenido en la prueba de moliendabilidad, después se realizó el acondicionamiento por 5 minutos con Z-6, posteriormente se adicionó CuSO_4 acondicionando por otros 5 minutos.

Tabla 9*Condiciones operativas para la prueba de flotación de mineral oxidado.*

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	55% malla - 200
Tiempo de molienda	16'36"
Volumen de agua	1280 ml
Densidad	1390 g/l
pH	7.80
Tiempo de acondicionamiento	10 min
Tiempo de flotación	14 min
CuSO ₄	90 g/Tn
Z-6	120 g/Tn
Espumante	10 g/Tn

3.2.4.2. Balance metalúrgico de la prueba de flotación.

El resultado de la prueba de flotación se describe en la tabla N°10.

Tabla 10*Balance metalúrgico de la prueba de flotación de mineral oxidado.*

Producto	Peso (g)	Peso (%)	Leyes Au (g/t)	Recuperación (%)	Ratio
Concentrado	114.98	11.50	102.12	86.22	8.70
Relave	885.02	88.50	2.12	13.78	
Cabeza calculada	1000	100	13.62	100.00	
Cabeza ensayada			13.26		

La ley de cabeza calculada es de 13.62 g/Tn, el concentrado tiene un peso de 114.98 g, con una ley de Au de 102.12 g/Tn. El relave tiene un peso de 885.02 g, con una ley de Au de 2.12 g/Tn. Con estos resultados, obtenemos una recuperación de 86.22% en flotación.

Figura 24

Prueba de flotación de mineral oxidado.



Debido al alto valor en el relave de flotación, se realizó una prueba de malla valorada para determinar el contenido metálico de Au por malla, dando como resultado una mayor cantidad de oro no recuperable a tamaños menores a 45 μm .

Tabla 11

Malla valorada del relave de flotación de mineral oxidado.

Mallas	Abertura	Relave Flotación		Distribución	
	(μm)	Peso (g)	% Peso	Au g/t	% Au
+m50	300	22.98	1.20	12.10	3.78
+m70	212	98.1	5.12	4.81	6.41
+m100	150	220.4	11.51	4.95	14.83
+m140	106	287.28	15.01	4.35	16.99
+m200	75	334.55	17.48	3.85	17.53
+m270	53	175.89	9.19	3.50	8.37
+m325	45	79.06	4.13	2.76	2.96
<m325	<45	696.15	36.36	3.07	29.12
TOTAL		1,914.41	100	3.84	100

3.2.4.3. Condiciones para la prueba de cianuración del concentrado.

La prueba se llevó a cabo en base a los parámetros como se trabaja en Planta Beneficio, con los parámetros iniciales que se describen a continuación:

Tabla 12

Condiciones operativas para la prueba de cianuración de concentrado.

Condiciones operativas	
Peso del concentrado	1000 g
Granulometría	98% malla - 400
Tiempo de molienda	57'54"
% sólidos	33.30%
Densidad	1328 g/l
pH inicio de prueba	11.42
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.4.4. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración de concentrado.

El resultado del ensayo de cianuración del concentrado está descrito en la siguiente tabla:

Tabla 13

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración de concentrados.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.42	7.00	1.500	0.0000	0
2	1	0.28	11.30	1.50	-	0.0694	65.26
3	2	0.34	11.15	0.20	-	0.0806	75.78
4	4	0.33	11.20	-	-	0.0874	82.22
5	8	0.29	11.18	1.20	-	0.0943	88.68
6	12	0.28	11.10	-	-	0.0997	93.73
7	24	0.28	11.12	-	-	0.1008	94.75
8	48	0.27	11.11	-	-	0.1016	95.52
9	72	0.23	11.08	-	-	0.1024	96.31

Figura 25

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración de concentrado.

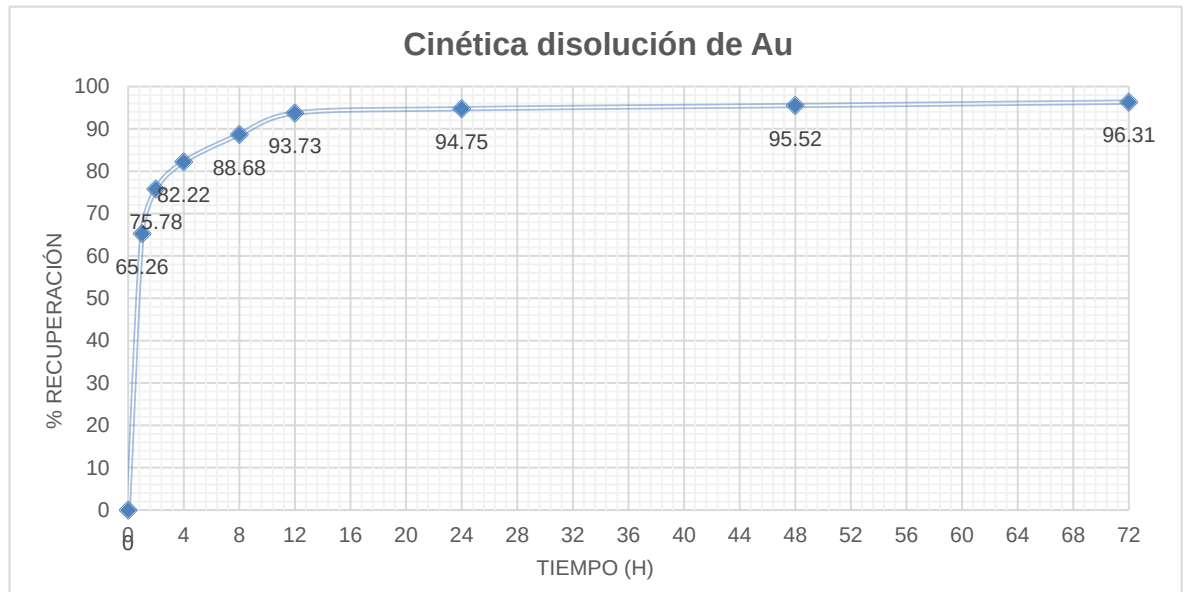


Tabla 14

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración de concentrado.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución			NaCN
g/t	g/t	g/m³	%	kg/t	kg/t
106.36	3.92	48.21	96.31	5.45	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 96.31% de la cabeza calculada y un relave de 3.92 g/Tn, con un gasto de 5.45 kg/Tn de NaCN y 1.5 kg/Tn de cal.

3.2.4.5. Recuperación global flotación / cianuración.

Una vez realizado las dos pruebas flotación de mineral oxidado y cianuración del concentrado de flotación, teniendo recuperaciones de 86.22% y 96.31 % respectivamente, se tiene como recuperación global 83.04%, valor que se encuentra dentro del promedio obtenido diariamente en Planta Beneficio cuando se procesan los lotes de mineral oxidado.

Tabla 15

Recuperación global de oro mediante el proceso convencional a nivel laboratorio.

%Rec. Flotación	%Rec. Cianuración	%Rec. Global
86.22	96.31	83.04

3.2.5. Pruebas a nivel laboratorio Cianuración en botellas

En esta segunda parte, se evaluó la recuperación de oro a nivel laboratorio mediante la cianuración en botellas del mineral oxidado variando los porcentajes del pasante (60%, 75%, 90%, 98%) a mallas 200 y 400. Se considera el porcentaje de cianuro igual a 0.35 %, que es el valor utilizado en el proceso de Remolienda – Cianuración en Planta Beneficio MARSA.

Teniendo el mineral oxidado 100% malla -10, se realizó la molienda con los tiempos determinados en la prueba de moliendabilidad para cada porcentaje pasante (60%, 75%, 90%, 98%) a malla 200 descrito en la Tabla 5 y malla 400 descrito en las tablas 7. El mineral oxidado molido fue vertido en la botella junto con agua de proceso hasta obtener la pulpa con 33.3% de porcentaje de sólidos. Se adicionó cal y cianuro de sodio para iniciar con un pH mayor a 11 y un %CN⁻ de 0.35%.

Figura 26

Prueba de cianuración en botellas



3.2.5.1. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 60% malla - 200.

Las condiciones operativas se explican en la siguiente tabla:

Tabla 16

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botellas de mineral óxido 60% malla - 200.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	60% malla - 200
Tiempo de molienda	18'47"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.33
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.2. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 60% malla -200.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 60% malla - 200 se describe en la tabla N°17.

Tabla 17

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 200

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.33	7.0	1.500	0.0000	0
2	1	0.28	11.30	1.50	-	0.0086	66.07
3	2	0.32	11.20	-	-	0.0105	81.06
4	4	0.33	11.05	-	-	0.0114	88.25
5	8	0.32	11.10	-	-	0.0116	89.59
6	12	0.31	11.15	-	-	0.0120	92.68
7	24	0.30	11.20	-	-	0.0122	93.93
8	48	0.30	11.18	-	-	0.0122	94.33
9	72	0.24	11.15	-	-	0.0125	96.14

Figura 27

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 200.

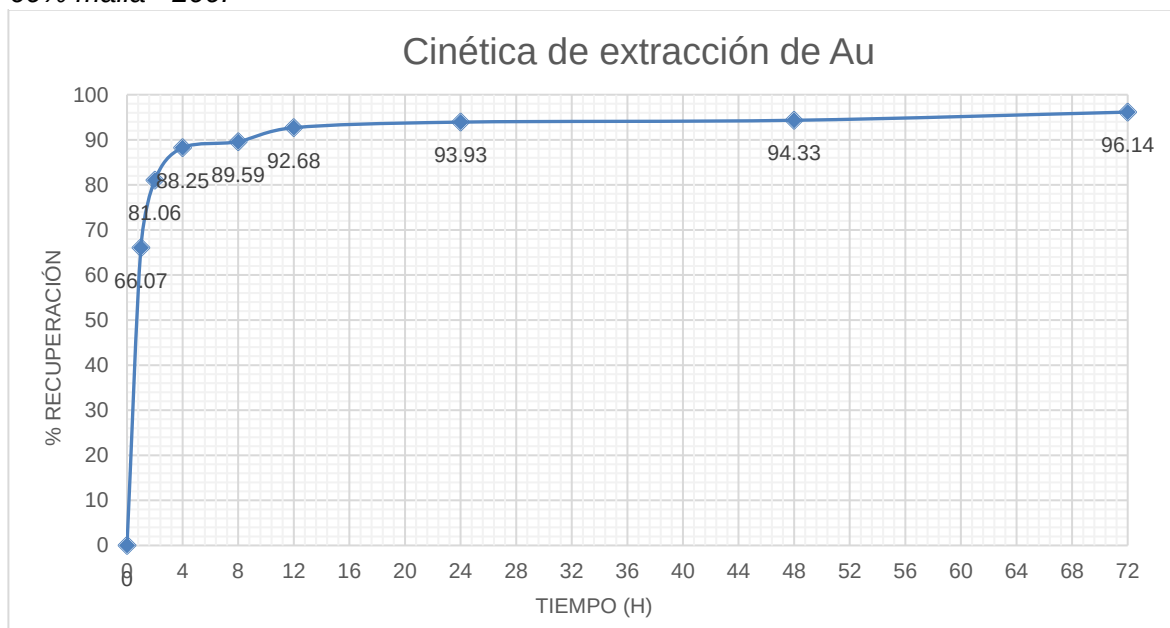


Tabla 18

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 60% malla - 200.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
12.96	0.50	5.86	96.14	3.75	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 96.14% de la cabeza calculada y un relave final de 0.50 g/Tn, con un gasto de 3.75 kg/Tn de NaCN y 1.5 kg/Tn de cal.

3.2.5.3. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 75% malla - 200.

Las condiciones operativas se describen en la tabla siguiente:

Tabla 19

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botellas de mineral oxidado 75% malla - 200.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	75% malla - 200
Tiempo de molienda	26'18"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.38
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.4. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 75% malla -200.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 75% malla - 200 se describe en la tabla N°20.

Tabla 20

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 200.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.38	7.00	1.52	0.0000	0
2	1	0.29	11.34	1.19	-	0.0088	66.09
3	2	0.34	11.30	-	-	0.0110	83.01
4	4	0.33	11.28	-	-	0.0115	86.69
5	8	0.31	11.30	-	-	0.0117	88.17
6	12	0.30	11.32	-	-	0.0121	91.06
7	24	0.30	11.27	-	-	0.0123	92.28
8	48	0.29	11.26	-	-	0.0127	95.85
9	72	0.24	11.25	-	-	0.0129	97.02

Figura 28

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 200.

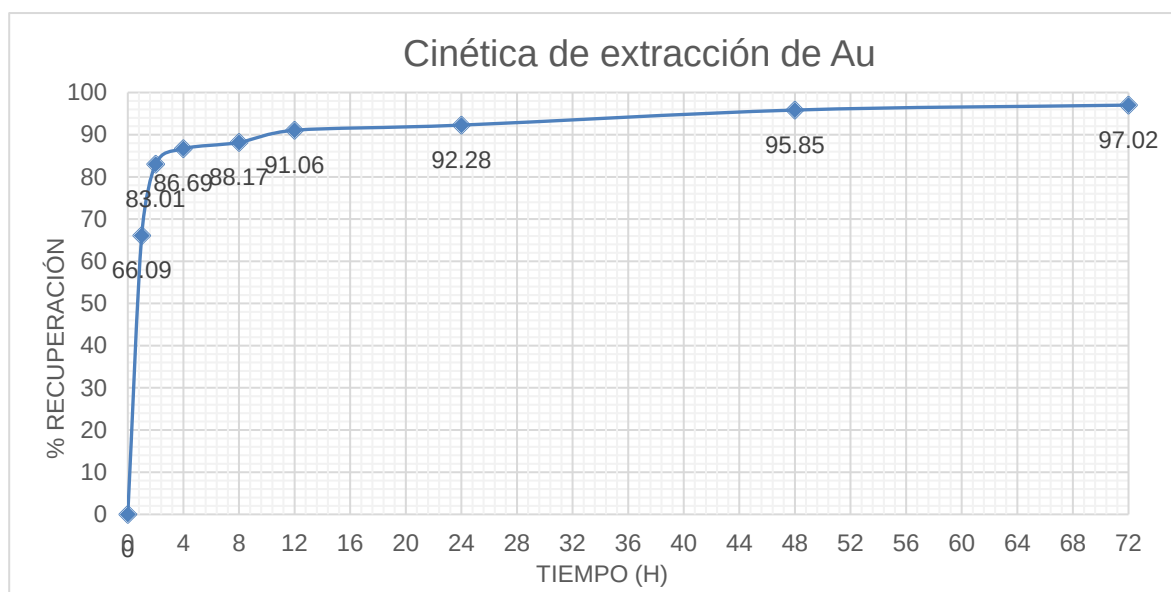


Tabla 21

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 75% malla - 200.

CIANURACIÓN					
Ley Au			Recuperación	Consumo	
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m3	%	kg/t	kg/t
13.42	0.40	6.12	97.02	3.49	1.52

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.02% de la cabeza calculada y un relave final de 0.40 g/Tn, con un consumo de 3.49 kg/Tn de NaCN y 1.52 kg/Tn de cal.

3.2.5.5. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 90% malla - 200.

Las condiciones operativas se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 22

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 90% malla - 200.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	90% malla - 200
Tiempo de molienda	36'47"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.32
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.6. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 90% malla -200.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 90% malla - 200 se detalla a continuación:

Tabla 23

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 200.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.32	7.00	1.50	0.0000	0
2	1	0.29	11.28	1.19	-	0.0104	74.69
3	2	0.33	11.28	-	-	0.0118	85.28
4	4	0.33	11.31	-	-	0.0127	91.18
5	8	0.30	11.29	-	-	0.0128	92.11
6	12	0.30	11.27	-	-	0.0131	93.96
7	24	0.28	11.25	-	-	0.0132	95.01
8	48	0.29	11.24	-	-	0.0134	96.66
9	72	0.24	11.21	-	-	0.0136	97.85

Figura 29

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 200.

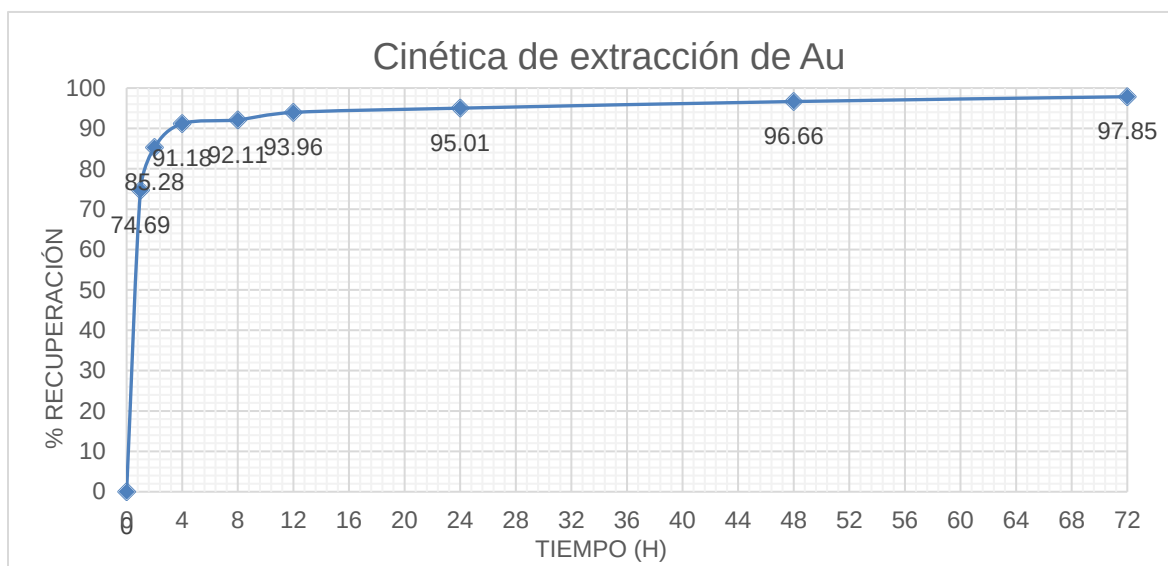


Tabla 24

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 90% malla - 200.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
13.96	0.30	6.39	97.85	3.44	1.51

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.59% de la cabeza calculada y un relave final de 0.30 g/Tn, con un consumo de 3.44 kg/Tn de NaCN y 1.51 kg/Tn de cal.

3.2.5.7. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 98% malla - 200.

Las condiciones de operación se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 25

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 98% malla - 200.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	98% malla - 200
Tiempo de molienda	46'56"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.33
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.8. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 98% malla -200.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 98% malla - 200 se describe en la tabla N°26.

Tabla 26

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 200.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.33	7.00	1.500	0.0000	0
2	1	0.29	11.30	1.20	-	0.0094	67.50
3	2	0.32	11.28	-	-	0.0119	85.69
4	4	0.32	11.30	-	-	0.0124	88.86
5	8	0.30	11.29	-	-	0.0126	90.70
6	12	0.30	11.26	-	-	0.0129	92.38
7	24	0.29	11.25	-	-	0.0130	93.77
8	48	0.29	11.25	-	-	0.0134	96.52
9	72	0.25	11.20	-	-	0.0136	97.92

Figura 30

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 200.

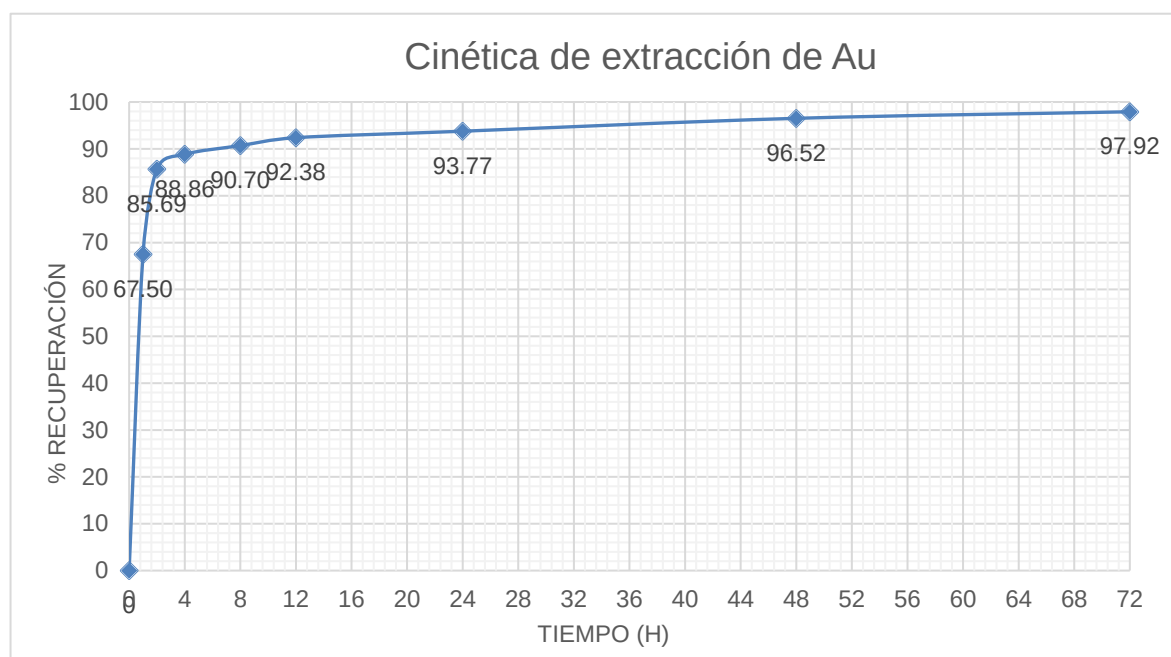


Tabla 27

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 98% malla - 200.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
13.95	0.29	6.44	97.92	3.37	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.92% de la cabeza calculada y un relave final de 0.29 g/Tn, con un consumo de 3.37 kg/Tn de NaCN y 1.50 kg/Tn de cal.

3.2.5.9. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 60% malla - 400.

Las condiciones de la prueba se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 28

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 60% malla - 400.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	60% malla - 400
Tiempo de molienda	23'22"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.33
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.10. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 60% malla -400.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 60% malla - 400 se detalla a continuación:

Tabla 29

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 400.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.33	7.00	1.500	0.0000	0
2	1	0.28	11.30	1.50	-	0.0097	75.10
3	2	0.32	11.20	-	-	0.0109	83.97
4	4	0.33	11.05	-	-	0.0113	87.29
5	8	0.32	11.10	-	-	0.0117	90.80
6	12	0.31	11.15	-	-	0.0120	92.98
7	24	0.30	11.20	-	-	0.0120	92.98
8	48	0.30	11.18	-	-	0.0124	95.85
9	72	0.24	11.15	-	-	0.0126	97.22

Figura 31

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 60% malla - 400.

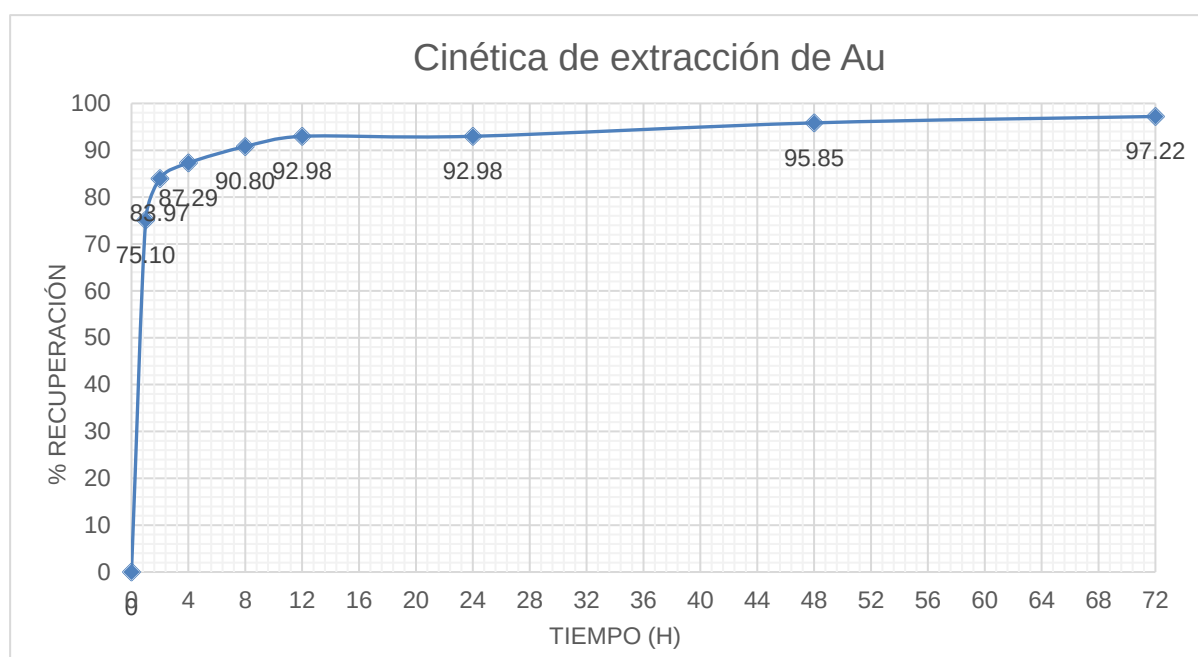


Tabla 30

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 60% malla - 400.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
12.94	0.36	5.91	97.22	3.75	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.22% de la cabeza calculada y un relave final de 0.36 g/Tn, con un consumo de 3.75 kg/Tn de NaCN y 1.50 kg/Tn de cal.

3.2.5.11. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 75% malla -400.

Los parámetros de la prueba se especifican en la siguiente tabla:

Tabla 31

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 75% malla - 400.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	75% malla - 400
Tiempo de molienda	33'1"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.33
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.12. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 75% malla -400.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 75% malla - 400 se detalla en la tabla N°32, descritos a continuación:

Tabla 32

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 400.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.35	6.93	1.500	0.0000	0
2	1	0.29	11.34	1.19	-	0.0100	74.66
3	2	0.34	11.30	-	-	0.0109	81.08
4	4	0.33	11.28	-	-	0.0113	84.27
5	8	0.31	11.30	-	-	0.0117	87.21
6	12	0.00	11.32	-	-	0.0121	90.23
7	24	0.30	11.27	-	-	0.0124	92.92
8	48	0.29	11.26	-	-	0.0128	95.44
9	72	0.24	11.25	-	-	0.0131	97.78

Figura 32

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 75% malla - 400.

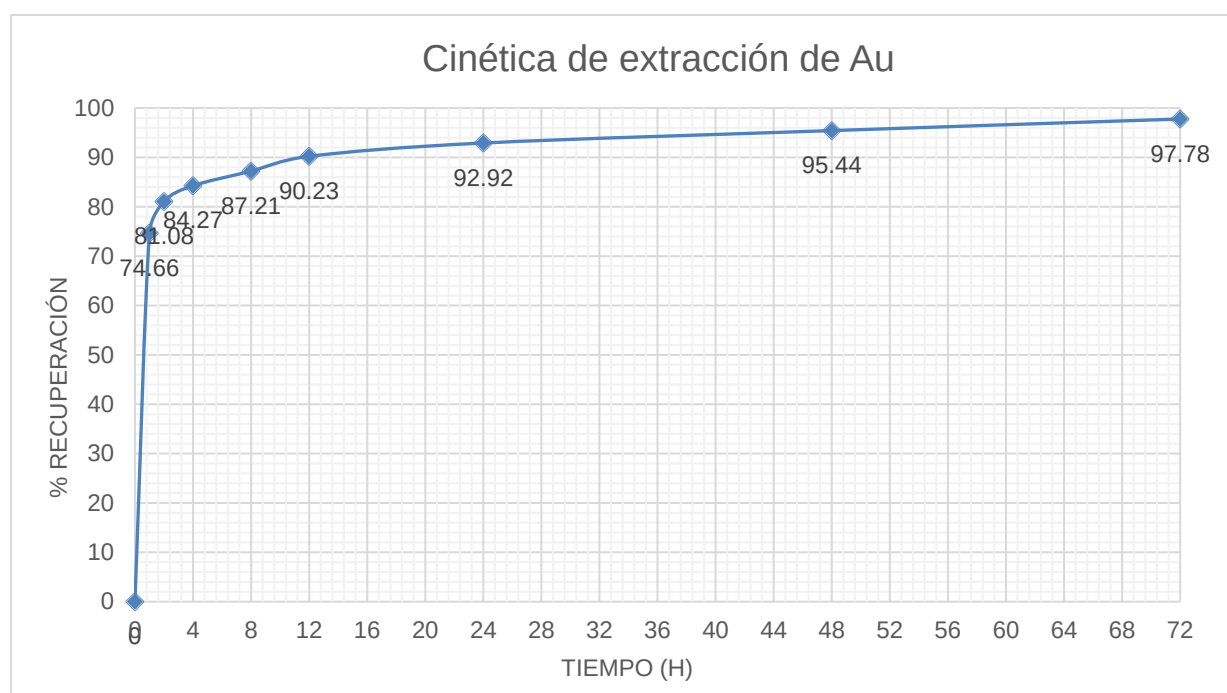


Tabla 33

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 75% malla - 400.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
13.53	0.30	6.22	97.78	3.49	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.78% de la cabeza calculada y un relave final de 0.30 g/Tn, con un consumo de 3.49 kg/Tn de NaCN y 1.50 kg/Tn de cal.

3.2.5.13. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 90% malla -400.

Las condiciones operativas se representan en la siguiente tabla:

Tabla 34

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 90% malla - 400.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	90% malla - 400
Tiempo de molienda	57'7"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.41
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.14. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 90% malla -400.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 90% malla - 400 se detalla en la tabla N°35, descritos a continuación:

Tabla 35

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 400.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.41	7.00	1.500	0.0000	0
2	1	0.28	11.30	1.50	-	0.0098	70.59
3	2	0.34	11.15	-	-	0.0125	89.40
4	4	0.33	11.20	-	-	0.0129	92.31
5	8	0.29	11.18	-	-	0.0130	93.46
6	12	0.28	11.10	-	-	0.0131	94.14
7	24	0.28	11.12	-	-	0.0133	95.58
8	48	0.27	11.11	-	-	0.0135	97.19
9	72	0.23	11.08	-	-	0.0137	97.99

Figura 33

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 90% malla - 400.

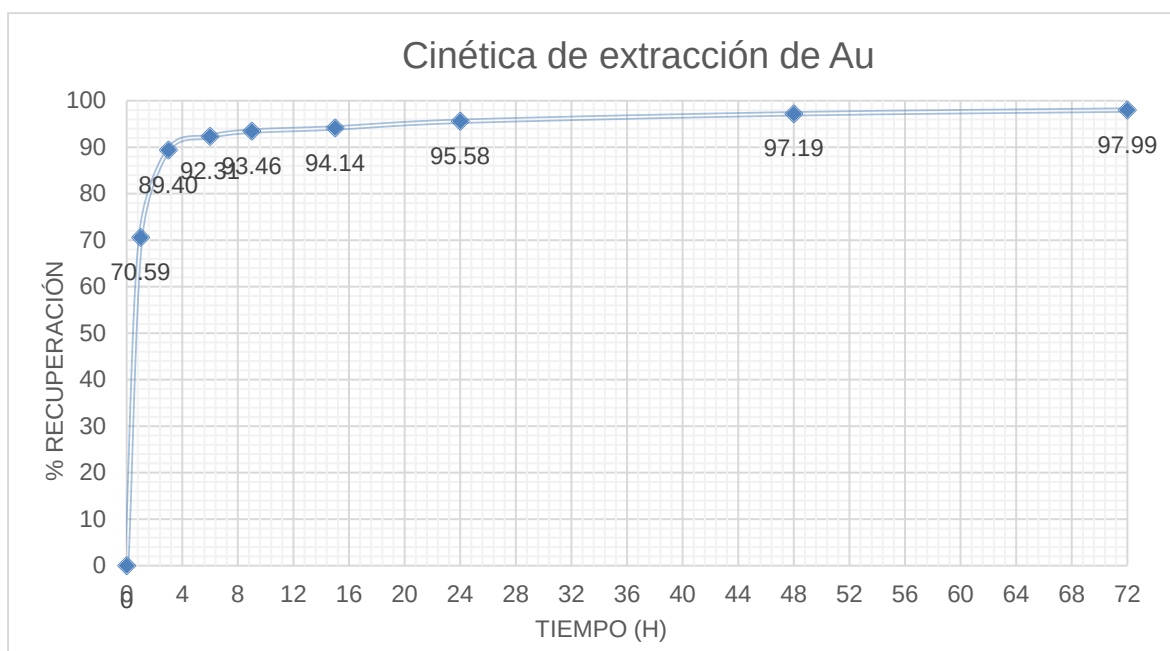


Tabla 36

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 90% malla - 400.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
13.94	0.28	6.41	97.99	4.05	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 97.99% de la cabeza calculada y un relave final de 0.28 g/Tn, con un consumo de 4.05 kg/Tn de NaCN y 1.50 kg/Tn de cal.

3.2.5.15. Condiciones para la prueba de cianuración en botella para 98% malla -400.

Las condiciones de operación se detallan en la siguiente tabla:

Tabla 37

Condiciones operativas para la prueba de cianuración en botella de mineral oxidado 98% malla - 400.

Condiciones operativas	
Peso del mineral	1000 g
Granulometría	98% malla - 400
Tiempo de molienda	92'57"
% sólidos	33.30%
Densidad	1300 g/l
pH inicio de prueba	11.41
% CN ⁻	0.35%
Consumo inicial de NaCN	7 g
Consumo inicial de Cal	1.5 g
Tiempo de lixiviación	72 h

3.2.5.16. Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para 98% malla -400.

El resultado de la prueba de cianuración en botella para 98% malla - 400 se detalla en la tabla N°38, descritos a continuación:

Tabla 38

Porcentaje de extracción de oro en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 400.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	Consumo g NaCN	Consumo g Cal	g Au total	% extracción
1	0	0.35	11.39	6.98	1.500	0.0000	0
2	1	0.29	11.30	1.20	-	0.0103	74.17
3	2	0.32	11.28	-	-	0.0121	86.64
4	4	0.32	11.30	-	-	0.0126	90.39
5	8	0.30	11.29	-	-	0.0128	91.81
6	12	0.30	11.26	-	-	0.0131	93.94
7	24	0.29	11.25	-	-	0.0133	95.62
8	48	0.29	11.25	-	-	0.0135	97.09
9	72	0.25	11.20	-	-	0.0137	98.21

Figura 34

Cinética de extracción de Au en prueba de cianuración en botella del mineral oxidado 98% malla - 400.

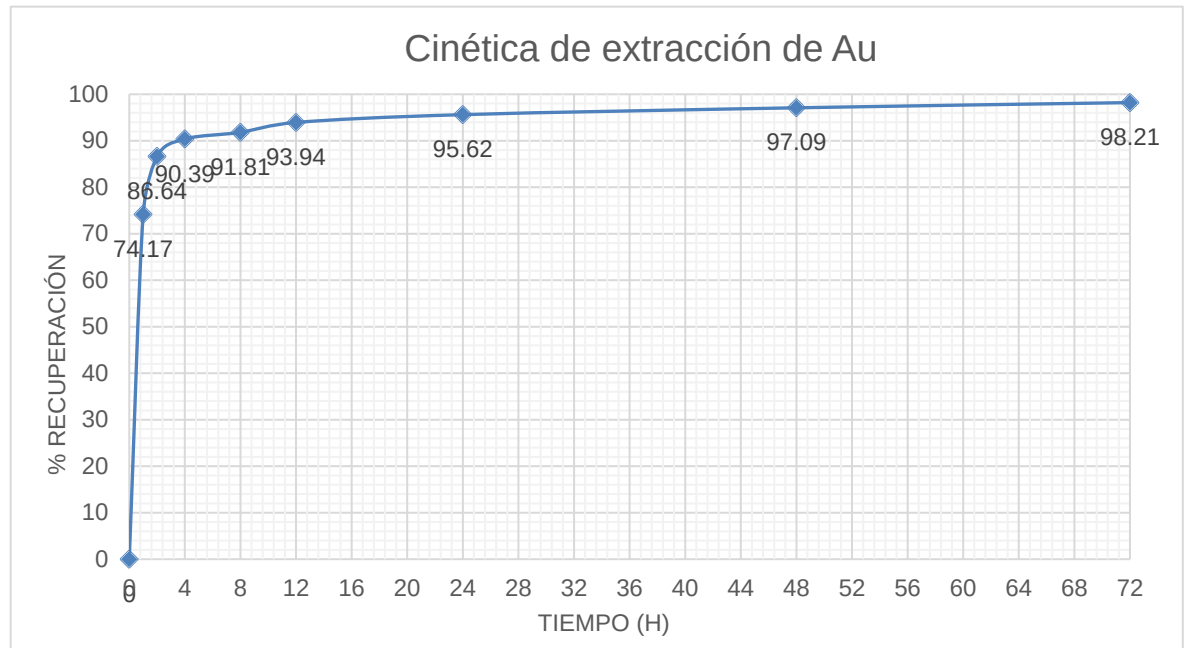


Tabla 39

Balance metalúrgico de la prueba de cianuración en botella para mineral oxidado 98% malla - 400.

CIANURACIÓN				Consumo	
Ley Au			Recuperación		
Cabeza	Relave	Solución		NaCN	Cal
g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
13.94	0.25	6.45	98.21	3.37	1.50

La prueba fue realizada durante 72 horas, obteniendo un porcentaje de recuperación de 98.21% de la cabeza calculada y un relave final de 0.25 g/Tn, con un consumo de 3.37 kg/Tn de NaCN y 1.50 kg/Tn de cal.

3.3. Simulación del proceso de Cianuración Directa

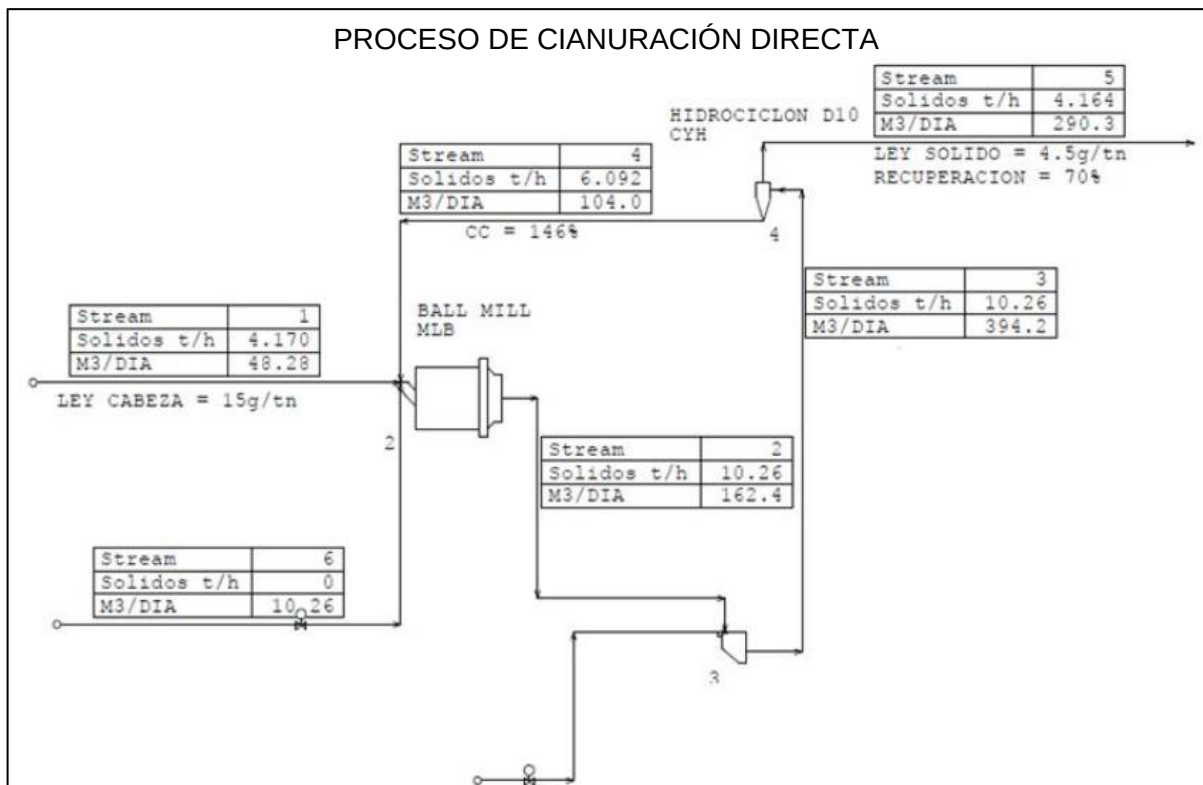
Se conoce que por campaña mensual se procesa un total de 3000 Tn de mineral oxidado. Para poder ser tratado de forma mensual mediante la cianuración directa se debe procesar al ritmo de 100 Tn/día, siendo un flujo aproximado de 4.2 Tn/h de mineral fresco al nuevo circuito.

Se busca procesar en paralelo mineral oxidado por la cianuración directa en el nuevo circuito propuesto y mineral sulfurado por el proceso convencional. Posterior a la clasificación en el GMAX D-10, el overflow de ambos procesos van al Espesador 5, teniendo el mismo tratamiento final.

Para comprobar la factibilidad de los equipos en stand by en Planta Beneficio que serán utilizados para este nuevo proceso, se realiza una simulación utilizando el Software Metsim. Aquí se evalúa la cantidad y el dimensionamiento de estos para obtener como resultado una óptima recuperación.

Figura 35

Simulación a 100 Tn/día de mineral oxidado en el proceso de cianuración directa.



De la simulación, utilizando los equipos de Planta Beneficio, se pudo obtener una recuperación de 70% en molienda, con una carga circulante de 146%. Estos resultados

verifican las recuperaciones obtenidas en la prueba a nivel laboratorio de cianuración directa y corroboran la factibilidad del uso de los equipos, permitiendo así realizar una prueba piloto en Planta Beneficio.

3.4. Prueba piloto a nivel planta del proceso de Cianuración Directa

Considerando los resultados obtenidos en la prueba a nivel laboratorio de cianuración en botellas, se procedió a realizar una prueba piloto en Planta Beneficio utilizando los equipos en stand by que se tienen del proceso convencional. Se realizó la prueba con una alimentación de 2 Tn/h durante 12 horas.

3.4.1. Descripción del proceso

Para esta prueba se hizo uso de la Planta de Chancado Antiguo, almacenando el mineral chancado en la Tolva de mineral fino 01, el molino de bolas 5x10 N°01, cajón y bomba Warman y el nido de hidrociclones GMAX D-10.

3.4.1.1. Molino Marcy de bolas 5x10 N°01.

El molino de bolas 5x10 N°01 es alimentado con mineral oxidado fresco por la faja H proveniente de la Tolva de finos 01 desde el área de chancado a un flujo de 2 Tn/h, el mineral cae en un chute de alimentación tipo tubo junto con un flujo continuo de agua de proceso y solución cianurada y lechada de cal proveniente de la Planta Nueva de Reactivos. La recirculación proveniente del Underflow del nido de hidrociclones cae directamente al chute del molino.

El agua de proceso en la alimentación al molino es requerida para obtener una adecuada densidad al momento de moler y a su vez regular el porcentaje de sólidos en la descarga. El molino 5x10 N°01 tiene las características operativas descritas en la tabla N°40.

Tabla 40

Características operativas del molino Marcy 5x10ft N°01.

Características operativas	
Marca	Marcy
Tipo	Bolas
Dimensiones	5 x 10 ft
Espesor de lifter	0.2 ft
Velocidad Critica	27.44 RPM
Tamaño de bolas	4in 56% 3in 44%
% Llenado de bolas	36%
Carga de bolas	7.62 Tn
kW	73

3.4.1.2. Cajón / Bomba Warman.

La descarga del molino 5x10 N°01 se recepciona en un cajón y es llevado por una bomba Warman hacia el nido de hidrociclones. Ingresa un flujo constante de agua de proceso al cajón para cumplir las condiciones de clasificación del hidrociclón, controlando los parámetros, densidad y porcentaje de solidos de la pulpa.

3.4.1.3. Nido de hidrociclones GMAX D-10.

La pulpa es impulsada al nido de 2 hidrociclones, donde 1 se encuentra en stand by. Los hidrociclones se describen en la tabla N°41.

Tabla 41

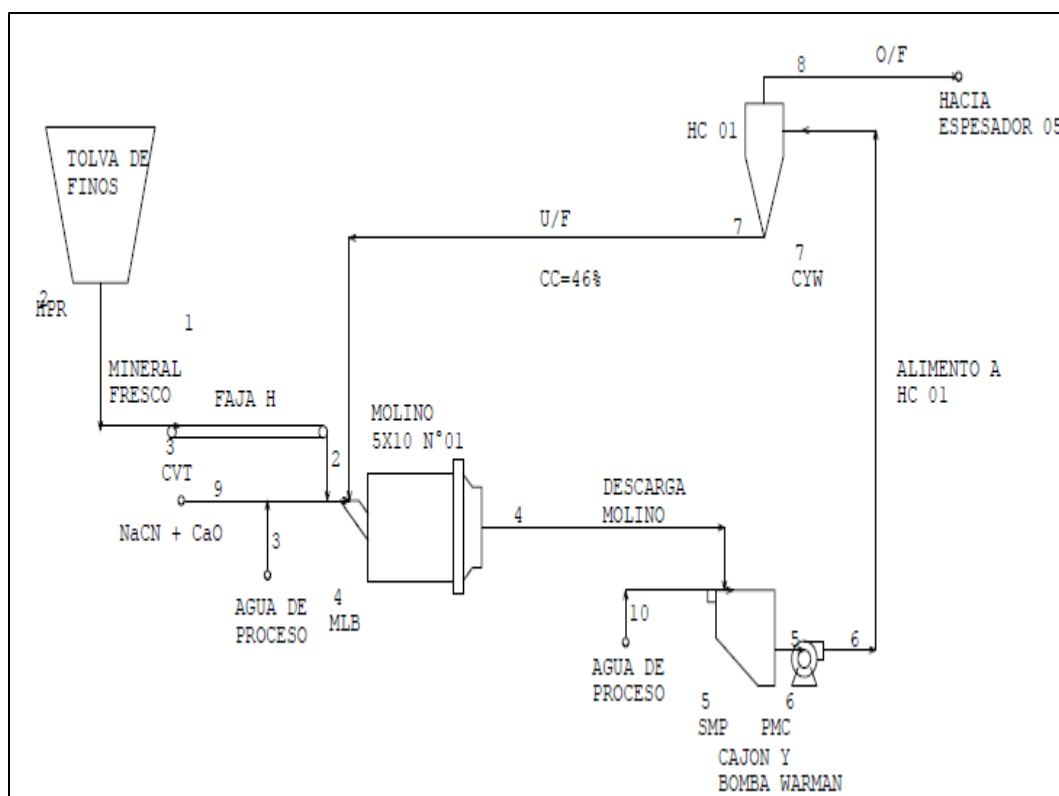
Características operativas del nido de hidrociclones GMAX D-10.

Características operativas	
Marca	Krebs
Tipo	GMAX
Serie	D-10
Diámetro de parte cilíndrica	10 in
Vortex	2 in
Ápex	5/8 in
Conicidad de cono	20 °
Presión de trabajo	11 psi

El mineral grueso de la clasificación (Underflow) vuelve al molino 5x10 N°01, mientras que el mineral fino (Overflow) ingresa al Espesador 05 para continuar el

A continuación, se muestra un layout del circuito de cianuración directa de la prueba piloto.

Circuito de prueba piloto de cianuración directa.



Se realizó el análisis granulométrico del mineral fresco oxidado, la descarga del molino 5x10 N°01, del O/F y U/F del nido de hidrociclones. Se realizó un compósito de 10 kg del mineral fresco oxidado, se homogenizó y cuarteó trabajando con 4kg de mineral poniéndolo a secar en la estufa Binder, una vez seco se procedió a tamizar en un Ro-tap con las mallas $\frac{3}{4}$ hasta malla 10. Para las muestras de pulpa como la descarga del molino, O/F y U/F del hidrociclón, se realizó un compósito de la pulpa y se procedió a deslamar con la malla 400 poniendo a secar el retenido de la malla de trabajo, posterior al secado se procedió a tamizar en un Ro-tap desde la malla 10 hasta la malla 400.

El F (80) y el P (80) es el tamaño de abertura de la malla que contiene el 80% de la alimentación de mineral fresco y descarga del molino 5x10 N°01 respectivamente. El análisis granulométrico del mineral fresco nos muestra un F (80) igual a 9.15 mm.

Tabla 42

Análisis Granulométrico del mineral oxido fresco.

MALLA	Tam. Partículas	MINERAL FRESCO			
	micrones	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	F (80)
3/4	18750	0.00	0.00	100.00	0.0
1/2	12500	7.86	7.86	92.14	0.0
3/8"	9423	7.01	14.87	85.13	9147.1
5/16"	8000	24.68	39.55	60.45	0.0
1/4"	6300	11.71	51.26	48.74	0.0
4	4750	8.82	60.08	39.92	0.0
6	3350	7.52	67.60	32.40	0.0
8	2360	5.93	73.53	26.47	0.0
10	2000	2.05	75.58	24.42	0.0
-10	<2000	24.42	100.00	0.00	0.0
Total		100.00			

El análisis granulométrico de la descarga del molino 5x10 N°01 nos muestra un P (80) igual a 0.62 mm.

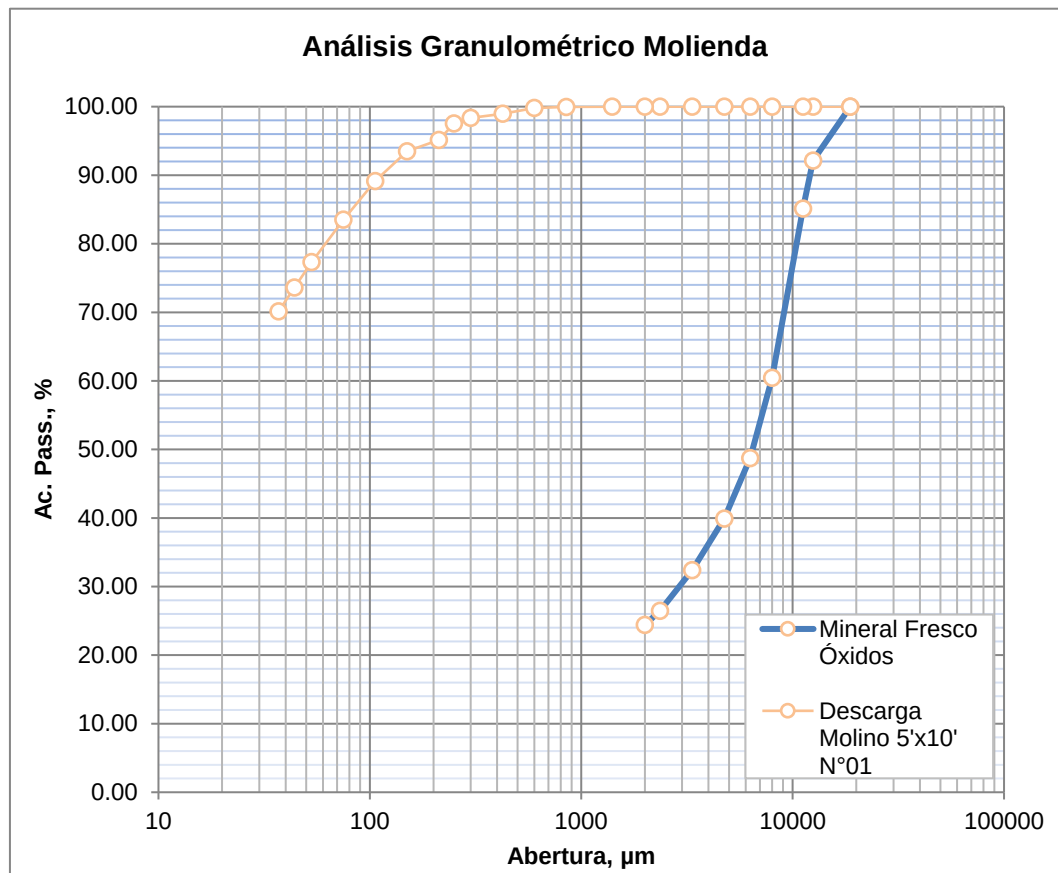
Tabla 43*Análisis Granulométrico de la descarga del molino 5x10 N°01.*

MALLA	Tam. Partículas	DESCARGA MOLINO 5x10 N°01			
	micrones	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)	P (80)
10	2000	0.00	0.00	100.00	0.0
14	1400	0.00	0.00	100.00	0.0
20	850	0.04	0.04	99.96	0.0
30	600	0.15	0.19	99.81	0.0
40	425	0.85	1.04	98.96	0.0
50	300	0.60	1.64	98.36	0.0
60	250	0.82	2.46	97.54	0.0
70	212	2.40	4.86	95.14	0.0
100	150	1.65	6.51	93.49	0.0
140	106	4.34	10.85	89.15	0.0
200	75	5.64	16.49	83.51	61.8
270	53	6.19	22.68	77.32	0.0
325	44	3.69	26.37	73.63	0.0
400	37	3.49	29.86	70.14	0.0
-400	<37	70.14	100.00	0.00	0.0
Total		100.00			

La descarga del molino tiene un 83.51% malla – 200, parámetro importante para la cianuración. A continuación, se muestra la distribución granulométrica de la etapa de molienda.

Figura 37

Distribución granulométrica de etapa de molienda.



A su vez, se realizó el análisis granulométrico de la etapa clasificación, la descarga del molino 5x10 N°01 vendría a ser el alimento al hidrociclón, granulometría ya evaluada líneas arriba, siendo los productos el O/F y U/F.

Figura 38

Etapas de clasificación en hidrociclón GMAX - D10.

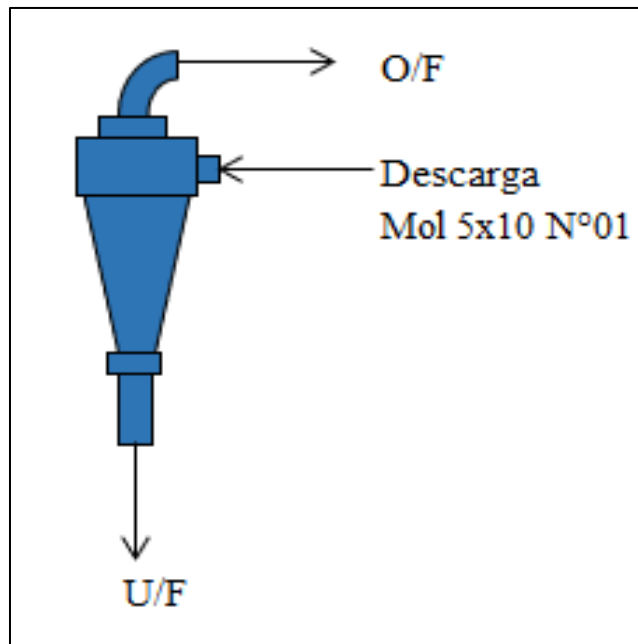


Tabla 44

Análisis granulométrico del Overflow (O/F).

MALLA	Tam. Partículas	O/F GMAX D10		
	micrones	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
100	150	0.00	0.00	100.00
140	106	0.17	0.17	99.83
200	75	1.61	1.78	98.22
270	53	4.63	6.41	93.59
325	44	3.53	9.94	90.06
400	37	3.79	13.73	86.27
-400	<37	86.27	100.00	0.00
Total		100.00		

Tabla 45

Análisis granulométrico del Underflow (U/F).

MALLA	Tam. Partículas	U/F GMAX D10		
	micrones	% Peso	% Acum (+)	% Acum (-)
10	2000	0.00	0.00	100.00
14	1400	0.01	0.01	99.99
20	850	0.11	0.12	99.88
30	600	0.47	0.59	99.41
40	425	2.72	3.31	96.69
50	300	1.94	5.25	94.75
60	250	2.62	7.87	92.13
70	212	7.67	15.54	84.46
100	150	5.27	20.81	79.19
140	106	13.50	34.31	65.69
200	75	14.46	48.77	51.23
270	53	9.64	58.41	41.59
325	44	4.05	62.46	37.54
400	37	2.81	65.27	34.73
-400	<37	34.73	100.00	0.00
Total		100.00		

Figura 39

Distribución granulométrica de la etapa de clasificación.

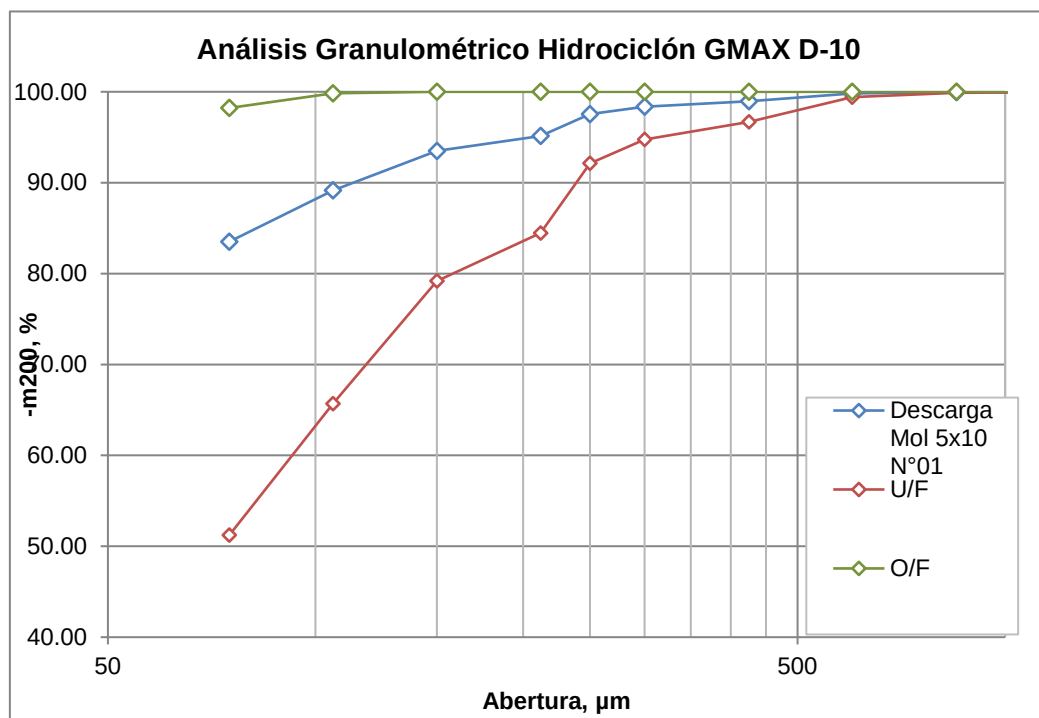


Tabla 46

Análisis granulométrico de la etapa de clasificación.

Mallas		Descarga Mol 5x10 N°01			U/F			O/F			Carga
N°	Abert.	%Peso	Ac. (+)	Ac. (-)	%Peso	Ac. (+)	Ac. (-)	%Peso	Ac. (+)	Ac. (-)	Circulante
14	1400	0.00	0.00	100.00	0.01	0.01	99.99	0.00	0.00	100.00	-
20	850	0.04	0.04	99.96	0.11	0.12	99.88	0.00	0.00	100.00	-
30	600	0.15	0.19	99.81	0.47	0.59	99.41	0.00	0.00	100.00	0.47
40	425	0.85	1.04	98.96	2.72	3.31	96.69	0.00	0.00	100.00	0.46
50	300	0.60	1.64	98.36	1.94	5.25	94.75	0.00	0.00	100.00	0.45
60	250	0.82	2.46	97.54	2.62	7.87	92.13	0.00	0.00	100.00	0.45
70	212	2.40	4.86	95.14	7.67	15.54	84.46	0.00	0.00	100.00	0.46
100	150	1.65	6.51	93.49	5.27	20.81	79.19	0.00	0.00	100.00	0.46
140	106	4.34	10.85	89.15	13.50	34.31	65.69	0.17	0.17	99.83	0.46
200	75	5.64	16.49	83.51	14.46	48.77	51.23	1.61	1.78	98.22	0.46
270	53	6.19	22.68	77.32	9.64	58.41	41.59	4.63	6.41	93.59	0.46
325	44	3.69	26.37	73.63	4.05	62.46	37.54	3.53	9.94	90.06	0.46
400	37	3.49	29.86	70.14	2.81	65.27	34.73	3.79	13.73	86.27	0.46
-400	<37	70.14	100.00	0.00	34.73	100.00	0.00	86.27	100.00	0.00	-
		100.00			100.00			100.00			

Del balance de masa en la etapa de clasificación, mediante el análisis granulométrico, pudimos obtener la carga circulante, siendo un promedio 46%.

3.4.3. Balance metalúrgico de la prueba piloto de cianuración directa

Se realizó un balance metalúrgico de la prueba piloto permitiendo estimar los flujos, leyes y recuperación. La prueba tuvo una duración de 12 horas, realizando un muestreo compósito cada 2 horas para la evaluación de las leyes. Se tuvieron los siguientes parámetros operativos descritos a continuación.

Tabla 47

Parámetros operativos de la prueba piloto en Planta Beneficio.

Parámetros operativos	
Alimento mineral fresco	2 Tn/h
Duración de prueba	12 horas
Malla de trabajo	90% m - 200
% CN ⁻	0.35%
N° hidrociclones	1
Flujo de NaCN+CaO	0.15 m3/h

La prueba tuvo una alimentación de mineral oxidado fresco de 2 Tn/h, ingresando al molino 5x10 N°01 junto con un flujo de agua de proceso de 0.29 m3/h y un flujo de 0.15 m3/h de solución cianurada para mantener una fuerza de 0.350% y lechada de cal para trabajar con un pH mayor a 11.5. El flujo del Underflow de la clasificación de 1.29 Tn/h. La ley del mineral fresco fue de 11.7 g/Tn, siendo esta la cabeza analizada.

La descarga del molino 5x10 N°01, tuvo un flujo de 3.74 Tn/h, teniendo una ley de oro en sólido de 7.47 g/Tn y en solución de 5.74 g/m3. Esta descarga ingresa a un cajón donde se agrega agua de proceso para llevar a las mejores condiciones de densidad y porcentaje de sólidos para la clasificación. Esta pulpa es bombeada al hidrociclón N°01. El O/F tuvo un flujo de 7.15 Tn/h con leyes en el sólido de 3.33 g/Tn y en solución de 3.16 g/m3, este flujo que según el análisis granulométrico tiene 98.22% malla -200 va directamente al espesador 05.

Con una carga circulante de 46%, el Underflow tiene un flujo de 1.29 Tn/h que retorna al molino 5x10 N°01 para volver a ser molido, teniendo como leyes en sólido y solución, 2.34 g/Tn y 3.44 g/m3 respectivamente.

Según el balance metalúrgico, la recuperación en el proceso de molienda fue de 71.4%, valor similar a la simulación previamente evaluada. Con el fin de continuar con la cinética de extracción de oro de la prueba piloto se realizó un compósito de muestreo cada

2 horas del Overflow para continuar con la cianuración. Teniendo un aproximado de 20 litros de Pulpa del Overflow, se continuó con el proceso de cianuración por agitación, bajo los siguientes parámetros de operación.

Figura 40

Prueba de cianuración por agitación del compósito



Tabla 48

Condiciones operativas de cianuración por agitación del Overflow.

Condiciones operativas	
Granulometría	98.2% malla - 200
pH inicio de prueba	11.97
% CN ⁻	0.25%
Tiempo de lixiviación	72h

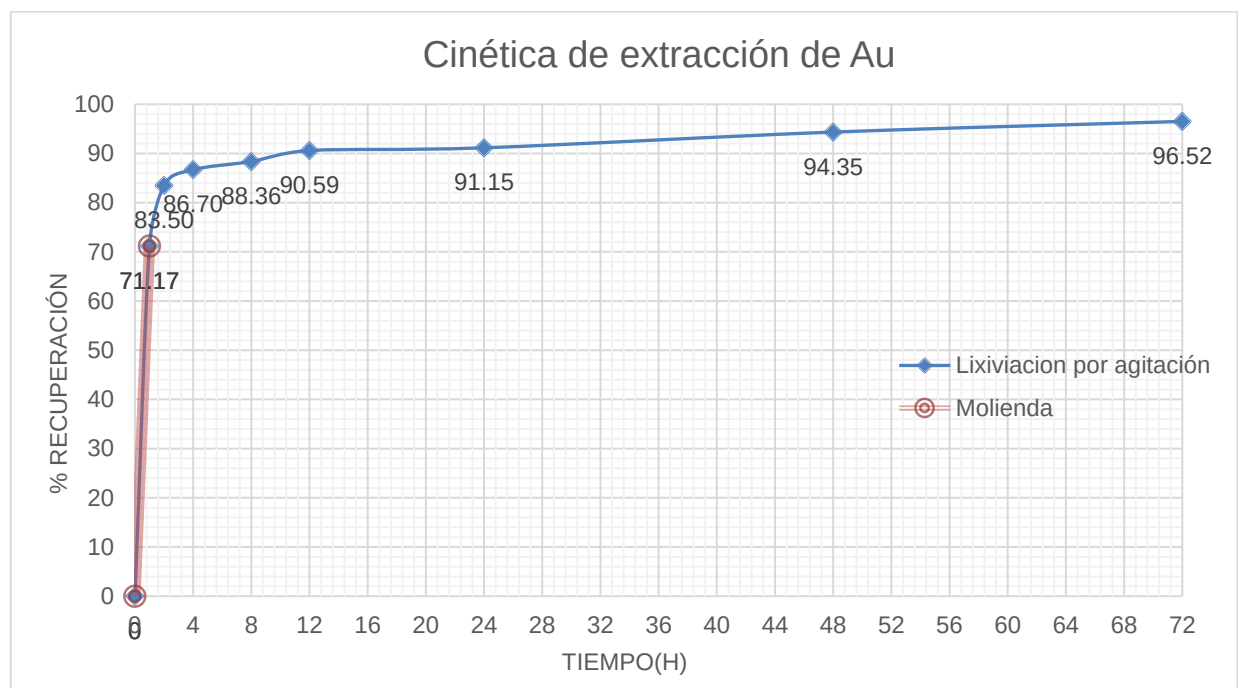
Tabla 49

Porcentaje de extracción de oro en la cianuración por agitación del Overflow.

Control	Tiempo Acumulado	% CN ⁻	pH	g Au total	% extracción
Etapa de molienda		0.35	11.98	0.0000	0
		0.29	11.98	0.0072	71.17
1	1	0.25	11.97	0.0085	83.50
2	4	0.24	11.97	0.0088	86.70
3	8	0.23	11.97	0.0090	88.36
4	12	0.23	11.96	0.0092	90.59
5	24	0.20	11.94	0.0093	91.15
6	48	0.19	11.90	0.0096	94.35
7	72	0.18	11.90	0.0098	96.52

Figura 41

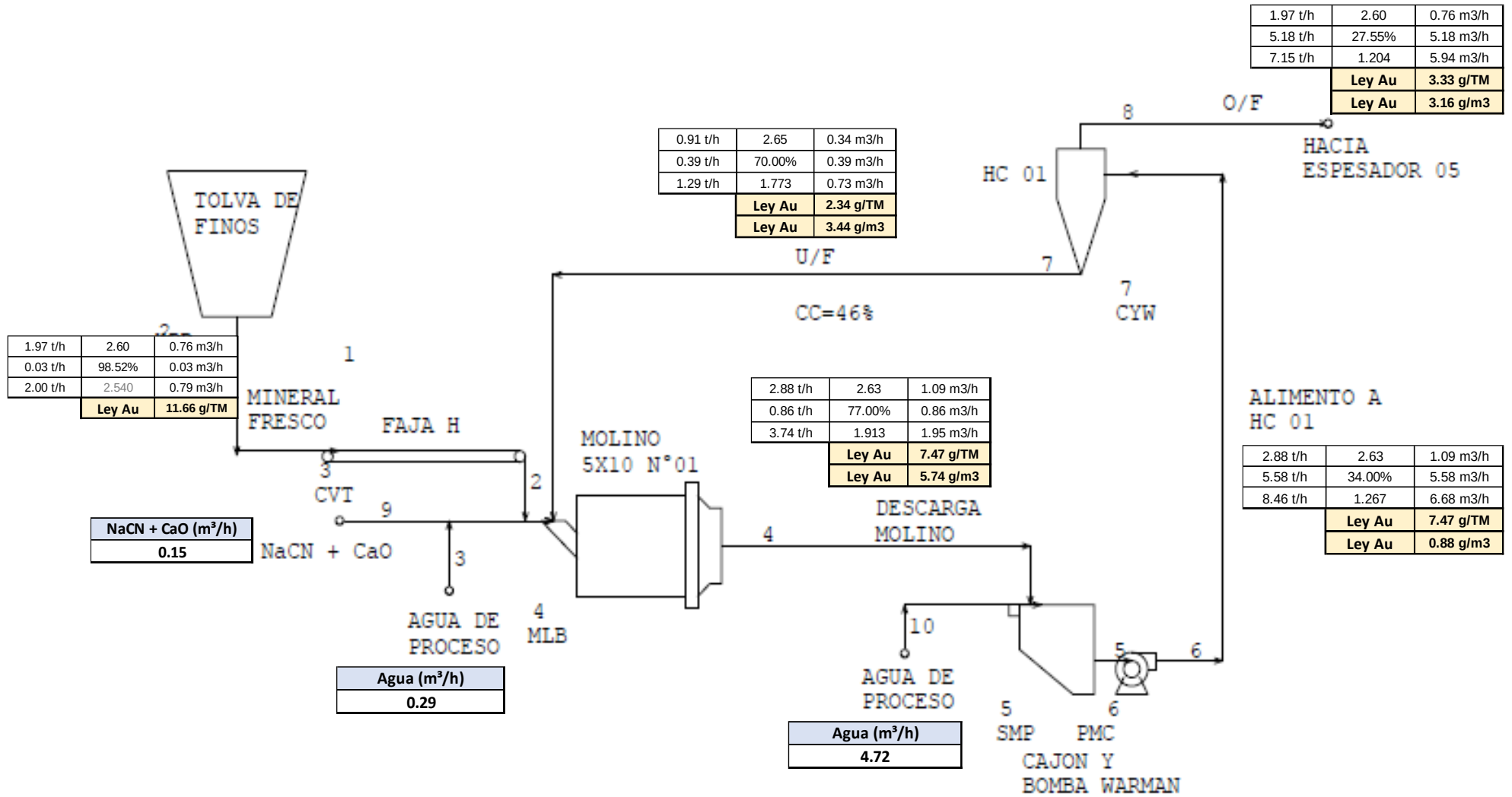
Cinética de extracción de oro en prueba de cianuración por agitación del Overflow de prueba piloto.



Al continuar la cianuración por agitación del Overflow, se complementó la cianuración hasta las 72 horas de extracción donde se llega a obtener una recuperación del 96.5% con un relave final de 0.41 g/Tn.

Figura 42

Balance de masa y balance metalúrgico de prueba piloto de Cianuración Directa.



Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Flotación / Cianuración de concentrados

La prueba de flotación de mineral oxidado realizado a nivel laboratorio con los mismos parámetros de Planta, obtuvo una recuperación de 86.22% con un relave de flotación de 2.12 g/Tn. Con el concentrado de la prueba de flotación, se procedió a realizar la prueba de cianuración previamente llevándolo a una granulometría de 98% malla – 400, obteniendo una recuperación de 96.31%.

Las recuperaciones globales son muy similares a los obtenidos de manera diaria cuando se procesan campañas de mineral oxidado en Planta Beneficio, lo cual pudo comprobar la baja recuperación que se obtiene en Planta de los óxidos procesados y los relaves de flotación elevados que van hacia la Cancha de Relaves.

En la tabla N°50, se muestra la comparación de recuperaciones por cada proceso y recuperaciones globales en los últimos años en Planta Beneficio y en la prueba a nivel laboratorio.

Tabla 50

Comparación de recuperaciones y relaves a nivel planta y nivel laboratorio.

Año	Planta Beneficio				Recuperación global
	Flotación		Cianuración		
	Recuperación	Ley de relave (g/Tn)	Recuperación	Ley de relave CN (g/Tn)	
2022	86.13%	2.44	96.38%	3.81	83.01%
2023	86.07%	2.31	96.71%	3.90	83.24%
Pruebas en Laboratorio					
	86.22%	2.12	96.13%	3.92	83.04%

4.2. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Cianuración en botellas para 60%, 75%, 90% y 98% malla -200.

Se efectuaron las pruebas de cianuración en botellas de mineral oxidado a nivel laboratorio a porcentajes pasantes 60%, 75%, 90% y 98% de malla 200, para comprobar la influencia de la granulometría en la disolución de oro. Se trabajó con un porcentaje de cianuro de sodio de 0.350 %, que equivale a 3500 ppm, tal como se trabaja en Planta Beneficio en la etapa de remolienda. Las recuperaciones de oro para cada porcentaje pasante de malla 200 son descritas en la tabla N°50.

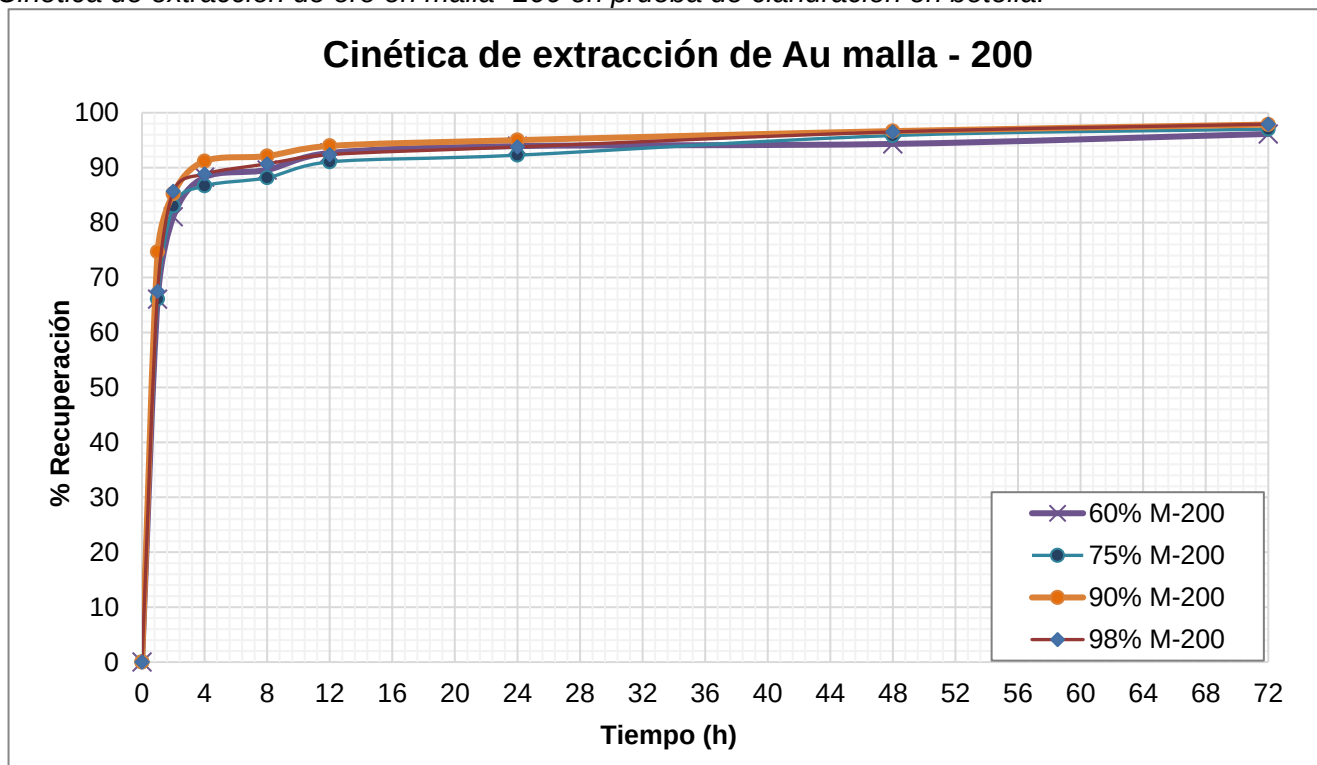
Tabla 51

Extracción de oro y consumo de reactivos en prueba de cianuración en botellas malla - 200.

Prueba	Ley Au				Recuperación	Consumo	
	Cabeza Analizada	Cabeza Calculada	Relave	Solución		NaCN	Cal
	g/t	g/t	g/t	g/m ³	%	kg/t	kg/t
60% malla -200	13.26	12.96	0.50	5.86	96.1	3.75	1.50
75% malla -200	13.26	13.42	0.40	6.12	97.0	3.49	1.52
90% malla -200	13.26	13.96	0.30	6.39	97.8	3.44	1.51
98% malla -200	13.26	13.95	0.29	6.44	97.9	3.37	1.50

Figura 43

Cinética de extracción de oro en malla -200 en prueba de cianuración en botella.



Se obtuvieron mayores extracciones de oro para los pasantes 90% y 98% malla 200, siendo de 97.8% y 97.9% respectivamente, no existiendo diferencias considerables entra cada malla. Para la granulometría 60% malla – 200 se tuvo la menor recuperación con un 96.1% y para la granulometría 75% malla – 200 una extracción de 97%. A medida que la granulometría es más fina, las recuperaciones son mayores y los relaves finales van decreciendo, siendo el menor valor 0.29 g/Tn. Las leyes de cabeza calculada y ensayada tienen una variación dentro del rango aceptable para realizar el balance metalúrgico.

Para mantener el pH mayor a 11, se obtuvo un ratio promedio de consumo de 1.51 kg/Tn de cal. La granulometría no afecta el consumo de este reactivo, comprobando consumos similares para cada malla. En cuanto al consumo de cianuro de sodio para una fuerza de 3500 ppm, se obtuvo un ratio promedio de consumo de 3.51 kg/Tn.

4.3. Resultados de la prueba a nivel laboratorio de Cianuración en botellas para 60%, 75%, 90% y 98% malla -400

Se realizaron las pruebas de cianuración en botellas de mineral oxidado a nivel laboratorio a porcentajes pasantes 60%, 75%, 90% y 98% de malla 400, para comprobar la repercusión de la granulometría en la disolución de oro. Se trabajó con un porcentaje de cianuro de sodio de 0.350 %, que equivale a 3500 ppm, tal como se trabaja en Planta Beneficio en la etapa de remolienda. Las recuperaciones de oro para cada porcentaje pasante de malla 400 son descritas en la tabla N°52.

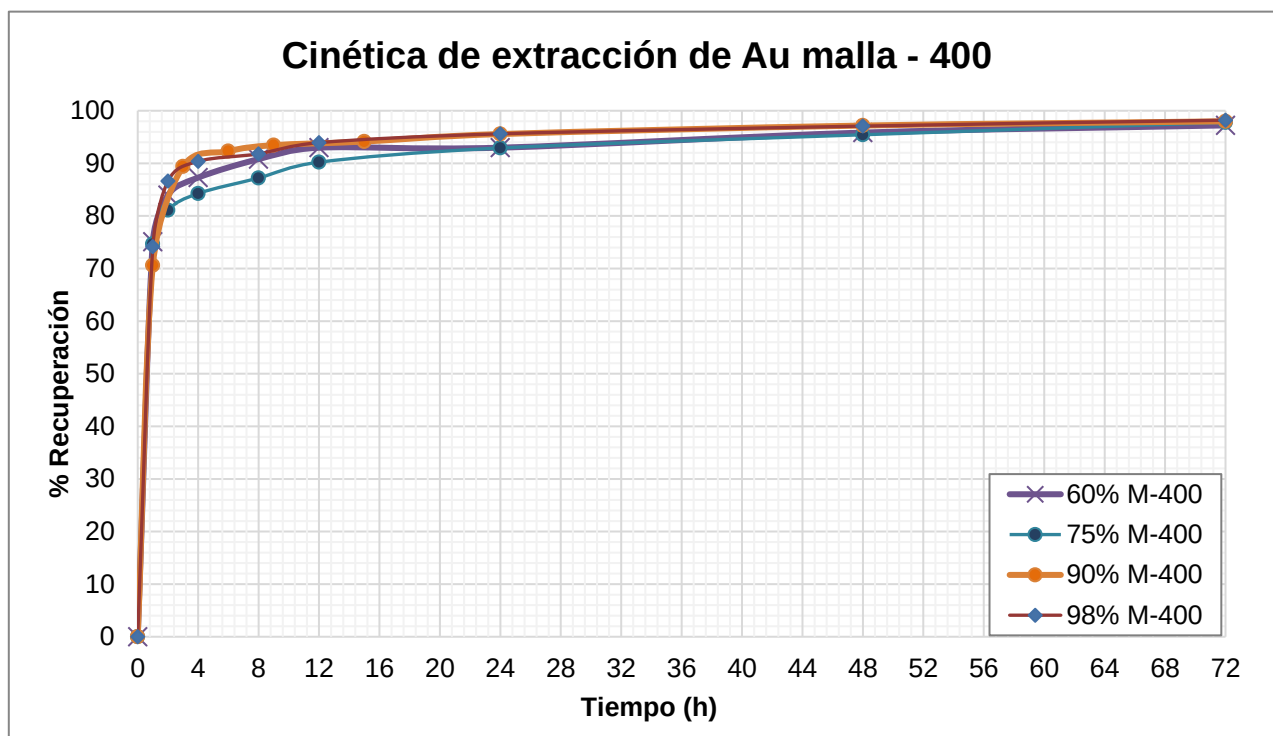
Tabla 52

Extracción de oro y consumo de reactivos en prueba de cianuración en botella para malla - 400.

Prueba	Ley Au				Recuperación	Consumo	
	Cabeza Analizada	Cabeza Calculada	Relave	Solución		NaCN	Cal
	g/t	g/t	g/t	g/m ³		kg/t	kg/t
60% malla -400	13.26	12.94	0.36	5.91	97.2	3.75	1.60
75% malla -400	13.26	13.53	0.30	6.22	97.8	3.49	1.52
90% malla -400	13.26	13.94	0.28	6.41	98.0	4.05	1.50
98% malla -400	13.26	13.94	0.25	6.45	98.2	3.37	1.50

Figura 44

Cinética de extracción de oro en prueba de cianuración en botella para malla - 400.



Se obtuvieron mayores extracciones de oro para los pasantes 90% y 98% malla 400, siendo de 98% y 98.2% respectivamente, no existiendo diferencias considerables entra cada malla. Para la granulometría 60% malla – 400 se tuvo la menor recuperación con un 97.2% y para la granulometría 75% malla – 400 una extracción de 97.8%. A medida que las recuperaciones son mayores, los relaves finales van decreciendo, siendo el menor valor 0.25 g/Tn. Las leyes de cabeza calculada y ensayada tienen una variación dentro del rango aceptable para realizar el balance metalúrgico.

Para mantener el pH mayor a 11, se obtuvo un ratio promedio de consumo de 1.53 kg/Tn de cal. La granulometría no afecta el consumo de este reactivo, comprobando consumos similares para cada malla. En cuanto al consumo de cianuro de sodio para una fuerza de 3500 ppm, se obtuvo un ratio promedio de consumo de 3.67 kg/Tn.

4.4. Resultados de la prueba Piloto en Planta Beneficio del proceso de Cianuración Directa

La prueba piloto realizada con una alimentación fresca de 2 Tn/h fue muestreada cada 2 horas durante las 12 horas que se realizó la prueba.

Tabla 53

Parámetros operacionales y leyes obtenidas la prueba piloto en Planta Beneficio.

Descripción	Flujo (Tn/h)	Densidad	% malla --200	Ley	
				Sólido (g/Tn)	Solución (g/m3)
Alimento Mineral óxido	2.00	2.540	-	11.66	-
Descarga Mol 5x10 N°01	3.74	1.913	83.51	7.47	5.74
Alimento HC#01	8.46	1.267	83.51	7.47	0.88
Overflow	7.15	1.204	98.22	3.33	3.16
Underflow	1.29	1.773	51.23	2.34	3.44

La recuperación en la etapa de molienda / clasificación fue de 71.4%, donde el Overflow de la clasificación va hacia el Espesador 05, junto con el Overflow de la clasificación del proceso convencional de mineral sulfurado, siguiendo el proceso convencional de Merrill Crowe, agitación en tanques y lavado a contracorriente en espesadores.

Para terminar el proceso de cianuración del Overflow (98% malla – 200) de la prueba piloto del proceso de Cianuración Directa, se hizo un compósito de esta pulpa para luego lixiviar por agitación en un tanque, siendo la recuperación final 96.52% con un relave de 0.41 g/Tn.

Tabla 54

Balance metalúrgico de cianuración por agitación del Overflow de la prueba piloto.

CIANURACIÓN			
Ley Au			Recuperación
Cabeza	Relave	Solución	
g/t	g/t	g/m ³	%
11.78	0.41	4.36	96.52

4.5. Impacto económico

Considerando el proceso de 3000 Tn por mes, se realiza un comparativo entre el proceso convencional y la cianuración directa de óxidos. A continuación, se describe la ganancia de finos de oro por mes.

Tabla 55

Diferencia de onzas obtenidas en el tratamiento por proceso convencional y cianuración directa de óxidos.

TRATAMIENTO	Tm/mes	Ley (g/Tn)	Recuperación	Finos Au (g)	Ganancia (g Au/mes)	Onzas
Flotación - Cianuración	3000	13.26	83%	33017.4	5171.4	166.3
Cianuración directa	3000	13.26	96%	38188.8		

El precio por onza de oro es de 2357.8 \$ (al cierre de este informe), obteniendo ganancias de 392 102.14 \$/mes. Este valor está sujeto a la ley del mineral oxidado y el control de parámetros que se den día a día en planta.

Conclusiones

- De las pruebas metalúrgicas se concluye que el procesamiento de flotación del mineral y cianuración de concentrados no es el procesamiento más rentable para minerales oxidados, ya que la recuperación por Cianuración Directa llega a 97.8% vs la recuperación de 83.04% por el método convencional.
- De la prueba piloto a nivel Planta, se obtiene una recuperación de 96% del tratamiento de mineral oxidado, siendo la Cianuración Directa el procesamiento más eficiente.
- De la malla valorada del relave de flotación se evidencia que los tamaños de partículas menores a la malla 325 (45 μ m), los mayores a la malla 200 (75 μ m), a la malla 140 (106 μ m) y a la malla 100 (150 μ m) ocupan el 80% del relave alto de flotación, esto se explica debido a que la flotación de esas partículas no es posible con las condiciones de operación actual. Los tamaños menores a la malla 325 se consideran lamas y no son flotables, y los de tamaños mayores a las 200 tiene baja flotabilidad debido a que la gravedad es mayor que la atracción burbuja – partícula y se asientan.
- De la prueba metalúrgica de cianuración directa se evidencia una rápida disolución de los valores de oro, lo que implica que existe oro fino y libre de fácil extracción logrando altas disoluciones de oro en tiempos cortos. Las pruebas de cianuración a diferentes granulometrías (60, 75, 90 y 98% - #200) usando una concentración de cianuro de 0.35% durante la prueba a tiempos de 72 horas, dan recuperaciones entre 96 y 98% de oro, lo que indica que casi el mayor contenido de oro está como oro libre y fino, se estima que el oro presente en relave es oro refractario en una matriz de sulfuro, oro submicroscópico contenido en el cuarzo.

- De las pruebas metalúrgicas de cianuración en botellas a diferentes granulometrías (60, 75, 90 y 98% - #200) se obtienen recuperaciones entre 96% y 98% y en las granulometrías (60, 75, 90 y 98% - #400) se obtienen recuperaciones entre 97% y 98%, siendo suficiente la granulometría con la malla 200 para obtener altas recuperaciones.
- Los equipos que están en stand by en Planta Beneficio son posibles de adaptar para el tratamiento de mineral oxidado en relación a los resultados de la prueba piloto, teniendo como alimento de mineral fresco 3000 Tn/mes.
- El consumo promedio de cianuro de sodio y cal en el proceso de Cianuración Directa de la prueba a nivel laboratorio fue de 3.5 kg/Tn y 1.50 kg/Tn respectivamente, siendo valores inferiores al consumo actual en Planta Beneficio que es 8.3 kg/Tn de cianuro de sodio y 3.7 kg/Tn de cal, evidenciando un ahorro en el consumo de estos.
- Al realizar una evaluación del impacto económico se evidencia que hay una ganancia de 5171.40 gr de Au/mes si se realiza un tratamiento de cianuración directa del mineral oxidado esto debido a la recuperación que es de 96%.

Recomendaciones

- La prueba piloto a nivel planta se debe realizar en forma continua y evaluar la influencia en la turbidez en el circuito Merrill Crowe.
- Realizar pruebas con floculantes y coagulantes que permitan controlar los sólidos en suspensión producto del tratamiento de óxidos con lo cual nos permitirá ingresar la solución al circuito convencional de cianuración.
- Poner en marcha el tratamiento de Cianuración Directa a corto plazo por la ganancia que representa.
- Todo mineral antes de tratamiento en Planta debería ser evaluado en laboratorio metalúrgico con diferentes pruebas por lo menos por una semana para encontrar el procesamiento óptimo y maximizar la recuperación y así evitar pérdidas futuras y/o reprocesos.
- Para procesar un mayor tonelaje diario de mineral oxidado, se debe evaluar la capacidad de los equipos del proceso convencional de cianuración y espesadores y si es necesario que la cianuración directa sea un circuito independiente.

Referencias bibliográficas

- Abarca, J. J. (2011). Flotación de minerales. *Flotación de minerales*. Lima, Huacho: Universidad Nacional José Faustino Sanchez Carrión.
- Araujo, M., Azañero, A., & Lovera, D. (Enero de 2014). Optimización en la recuperación de oro de minerales mixtos en Cerro Corona - Goldfields La Cima. *Revista del Instituto de Investigación (RIIGEO) FIGMMG-UNMSM*, 27-37.
- Azañero, A. (2015). *Flotación y Concentración de minerales*. Lima: Colecciones Jovic.
- Bulatovic, S. (2010). Flotation of Gold Ores. En *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice* (First ed., Vol. II, págs. 1-17). Amsterdam: Elsevier B.V.
- Cathro, K., & Koch, D. (1964). The anodic dissolution of gold in cyanide solutions. *Journal of Electrochemical Society*, 1416-1920.
- Chavez, P. (2014). *Determinación de la dosificación óptima de cianuro para lograr la mayor recuperación de oro y plata en el proceso de lixiviación intensiva de concentrados*. Arequipa.
- Drzymala, J. (2007). *Mineral Processing* (First ed.). Wroclaw, Polonia: Wroclaw University of Technology .
- Esmkhani, R., Ghobadi, B., Amirkhani, A., & Reza dust, S. (2013). The Effect of Increasing Capacity on Gold Recovery and Optimization of Cyanidation Parameters in Aghdarreh Gold Ore Plant. *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 7(2), 702-708.
- Iglesias, N., Carranza, F., & Palencia, I. (1998). La biolixiviación como pretratamiento de menas auríferas refractarias en matriz de sulfuros.

- Mendoza, D. G., & Bonilla, L. J. (2021). Estudio de minerales auríferos por flotación y cianuración para la recuperación de oro y plata de la Minería Tres Valles SAC.
- Morales, D. C. (2018). *Evaluación del proceso de cianuración por agitación de minerales de oro y plata en la zona minera de Malco en el distrito de Puyo - Ayacucho*. Lima.
- Rodriguez Herrera, Y. C. (2018). Flotación de minerales con presencia de óxidos para la concentración de cobre, plata y oro a nivel laboratorio. Perú.
- Romero, A., & Flores, S. (2009). La influencia de la velocidad de agitación en la lixiviación dinámica de minerales alterados. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 12(24), 133-140.
- Ruiz, J. A., Lopez, C. A., Carmona, M. E., & Bolivar, W. H. (Octubre de 2019). Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero. *Revista Facultad de Ingeniería*, 28 (53), 33-51.
- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of gold cyanidation*. Tesis de maestria, Lappeenranta University of Technology, Lappeenranta.
- Sutulov, A. (1963). Flotación de minerales. Concepción: Instituto de Investigaciones Tecnológicas.
- Uceda Herrera, D. (2016). *Hidrometalurgia Química e Ingeniería* (Primera Edición ed., Vol. I). Lima: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- Yáñez Traslaviña, J. J., García Páez, I. H., Pedraza Rosas, J. E., & Laverde Cataño, D. (Marzo de 2005). Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar-Colombia), para la selección de

los procesos de extracción. *DYNA - Revista de la Facultad de Minas - Universidad Nacional de Colombia*, 72(145), 23-35.

Anexos

Anexo I: Toxicología del cianuro de sodio

SECCIÓN 9: PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS	
INFORMACIÓN SOBRE PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS BÁSICAS	
ESTADO FÍSICO	Sólidos cristalinos blancos, briquetas de color blanco.
APARIENCIA Y OLORES	Ligero olor a almendra amarga
pH CONCENTRACIÓN Y TEMPERATURA	básico en solución
TEMPERATURAS ESPECÍFICAS Y/O INTERVALOS DE TEMPERATURA	Fusión = 560 - 635°C Ebullición = 1500°C
PUNTO DE INFLAMACIÓN	No Aplicable
LÍMITES DE INFLAMABILIDAD	No Aplicable
T° DE AUTOIGNICIÓN	No Aplicable
PELIGROS DE FUEGO O EXPLOSIÓN	No Aplicable
PRESIÓN DE VAPOR A 20°C	No Aplicable
DENSIDAD DE VAPOR	No Aplicable
DENSIDAD A 20°C	No Aplicable
SOLUBILIDAD EN AGUA Y OTROS SOLVENTES	58% @ 20°C Soluble en Amoníaco, Levemente soluble en Alcohol
GRAVEDAD ESPECÍFICA	1.61
SECCIÓN 11: INFORMACIÓN TOXICOLÓGICA	
POSIBLES VÍAS DE EXPOSICIÓN	
INHALACIÓN	CIANURO DE SODIO: QUÍMICO CORROSIVO / ASFIXIANTE. 25 mg(CN)/m3 inmediatamente peligroso para la vida o la salud. EXPOSICIÓN AGUDA- Puede causar irritación a la nariz y a las membranas mucosas. Niebla de cianuro alcalino, en concentraciones un poco más altas. EXPOSICIÓN CRÓNICA- Se ha reportado que la exposición a compuestos de cianuro en bajos niveles durante largos periodos de tiempo, causa pérdida de apetito, dolor de cabeza, debilidad, náusea, mareos y síntomas de irritación al tracto respiratorio.
INGESTIÓN	CORROSIVO/QUÍMICO ASFIXIANTE/ALTAMENTE TOXICO. EXPOSICIÓN AGUDA – Una dosis masiva puede resultar en inconciencia inmediata, algunas veces con convulsiones y muerte, usualmente dentro de los 1-15 minutos. Bajos niveles pueden resultar en la corrosión de la mucosa gástrica, olor a almendras amargas, vertigo, debilidad, dolor de cabeza, pulso rápido, palpitaciones, rigidez en la mandíbula inferior y opisthotonos. La frecuencia respiratoria y profundidad usualmente se incrementa inicialmente, volviéndose lenta y agitación. Cianosis, coma, convulsiones y bradicardia ocurren en algunas ocasiones. Es posible también que se produzcan micciones involuntarias. La boca puede cubrirse con espuma, que a veces tiene manchas de sangre, indicativo de un edema pulmonar. Si la muerte ocurre es usualmente dentro de las 4 horas y puede deberse a un paro respiratorio o a una anoxia de tejidos. Otros síntomas pueden incluir dolor de pecho, coloración rojo-cereza, expresión irregular.
CONTACTO CON PIEL	CIANURO DE SODIO: El contacto con soluciones acuosas o sólidas en la piel húmeda puede causar enrojecimiento, dolor, quemaduras, dermatitis de contacto y úlceras con lentitud para sanar. El cianuro de sodio puede ser absorbido por la piel, especialmente si existen heridas abiertas. Si se absorben cantidades suficientes, el sistema erupciona. La exposición a los componentes de cianuro en bajos niveles por largos periodos de tiempo, reporta que causa pérdida de apetito, dolor de cabeza, debilidad, náusea y mareos.
CONTACTO CON VISTA	CIANURO DE SODIO: CORROSIVO/QUÍMICO ASFIXIANTE /ALTAMENTE TOXICO. EXPOSICIÓN AGUDA- La dosis es letal para la visión y trae serias quemaduras en las córneas. Si hay lágrimas, puede ocurrir una intoxicación sistemática, produciendo efectos similares como detallados en la ingestión aguda. EXPOSICIÓN CRÓNICA- Los efectos dependen de la concentración y la duración de la exposición.

Anexo II: Diseño del molino - Software Molycop Tools

Moly-Cop Tools™ (Version 3.0)

BOND'S LAW APPLICATION Estimation of a Conventional Ball Mill Grinding Capacity

Remarks

Molino 5'x10' #1

GRINDING TASK :

Ore Work Index, kWh (net)/metric ton

16.58

Feed Size, F80, microns

9500

Product Size, P80, microns

74

Total Plant Throughput, ton/hr

4.63

Specific Energy, kWh/ton

17.57

Net Power Available, kW

73

Number of Mills for the Task

1

Net kW / Mill

73

MILL DIMENSIONS AND OPERATING CONDITIONS :

Eff. Diameter ft	Eff. Length ft	Mill Speed % Critical	Charge Filling, %	Balls Filling, %	Interstitial Slurry Filling, %	Lift Angle, (°)	Mill Power, kW	
4.60	9.66	76.8	36.00	36.00	100.00	51.12	64	Balls
							0	Overfilling
							9	Slurry
							73	Net Total
							10.0	% Losses
							81	Gross Total

% Solids in the Mill

60.25

Ore Density, ton/m³

2.60

Slurry Density, ton/m³

1.59

Balls Density, ton/m³

7.75

Charge
Volume,
m³

Mill Charge Weight, tons

Apparent
Density
ton/m³

Ball Charge	Slurry Interstitial above Balls	
1.64	7.62	1.04
		0.00
		5.286

Moly-Cop Tools™ (Version 3.0)

BALL CHARGE COMPOSITION AT EQUILIBRIUM

Remarks :

Molino 5x10 #1

Mill Dimensions and Operating Conditions :

Eff. Diameter, ft	4.60	Eff. Diameter, m	1.40
Eff. Length, ft	9.66	Eff. Length, m	2.95
% Critical Speed	76.83	Mill Speed, rpm	27.44
Ball Dens., ton/m ³ (app)	4.65	Mill Volume, m ³	4.55
Ball Filling, % (app)	36.00	Charge Weight, tons	7.62
Scrap Size, in	0.30		

Balanced Charge :

	String 1	String 2	Overall Charge Area
Top Size, in	4.00	3.00	Indicated Mix
Specific Area, m ² /m ³	47.23	62.94	52.99
Recharge Policy, %	56.43	43.57	Target Value
Mill Charge Content, %	63.31	36.69	52.99
		Excess Area	0.0000